

**Akademia Górniczo-Hutnicza im. Stanisława Staszica
w Krakowie**

Wydział Wiertnictwa, Nafty i Gazu

PRACA DOKTORSKA

Temat:

**Przywracanie wartości użytkowych powierzchni
terenu, metodami wiertniczymi w otoczeniu
likwidowanych kopalń.**

Mgr inż. Marek Jarczyk

**Promotor:
Prof. dr hab. inż. Stanisław Stryczek**

Kraków 2007



*Składam serdeczne podziękowania promotorowi
prof. dr hab. inż. Stanisławowi Stryczkowi
za cenne i trafne uwagi podczas pisania
niniejszej pracy*





SPIS TREŚCI

WSTĘP	4
1. CEL, TEZA I ZAKRES PRACY	6
2. ZAGROŻENIA POWIERZCHNI TERENU WYNIKAJĄCE Z ISTNIENIA STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW	7
3. OCENA ZAGROŻENIA POWIERZCHNI DEFORMACJAMI NIECIĄGLYMI	12
4. SPOSOBY I METODY OKREŚLANIA ZASIĘGU STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI NA TERENACH LIKWIDOWANYCH KOPALŃ	13
5. PROPOZYCJE KLASYFIKACJI REJONÓW ZAGROŻONYCH POWSTANIEM DEFORMACJI NIECIĄGLYCH	17
6. OKREŚLENIE REJONU WYSTĘPOWANIA ZROBÓW STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI W REJONIE DAWNEJ KWK „JAWORZNO” I OBECNEGO ZAKŁADU GÓRNICZEGO SOBIESKI	22
7. BUDOWA GEOLOGICZNA OBSZARU GÓRNICZEGO ZGE SOBIESKI JAWORZNO III (ZG SOBIESKI)	26
7.1. LITOLOGIA I STRATYGRAFIA	26
7.2. WARUNKI HYDROGEOLOGICZNE	26
7.3. TEKTONIKA	31
8. DOKONANA I PROJEKTOWANA EKSPLOATACJA W BSZARZE GÓRNICZYM ZAKŁADU GÓRNICZO-ENERGETYCZNEGO SOBIESKI JAWORZNO III (ZG SOBIESKI)	33
8.1. ZAKRES DOKONANEJ STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI	34
9. WYSTĘPOWANIE DEFORMACJI NIECIĄGLYCH W REJONACH ZROBÓW STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI	40
10. NUMERYCZNA ANALIZA MOŻLIWOŚCI UTRATY STATECZ-NOŚCI WYROBISK ZLOKALIZOWANYCH NA NIEWIELKIEJ GŁĘBOKOŚCI	42
10.1. MODEL COULOMBA – MOHRA W PROGRAMIE FLAC	44
10.2. ANALIZA WYNIKÓW OBLICZEŃ NUMERYCZNYCH DLA PŁASKIEGO STANU ODKSZTAŁCENIA	48
10.3. ANALIZA WYNIKÓW OBLICZEŃ NUMERYCZNYCH DLA PRZESTRZENNEGO STANU ODKSZTAŁCENIA	62
11. TECHNOLOGIE USZCZELNIANIA I WZMACNIANIA GÓROTWORU W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW	65
11.1. TECHNOLOGIE PODSADZKOWE	66
11.1.1. Reologia zaczynów uszczelniających	69
11.1.2. Metodyka grawitacyjnego zatłaczania zaczynów uszczelniających do wyrobiska korytarzowego w systemie płytkiej eksploatacji	74
11.2. GEOINŻYNIERYJNE METODY MODYFIKUJĄCE WŁAŚCIWOŚCI FIZYKO – MECHANICZNE OŚRODKA GRUNTOWEGO I MASYWU SKALNEGO	81
11.2.1. Czynniki wpływające na wybór optymalnej metody geoinżynierskiej do likwidacji nieciągłości fizycznej górotworu	84
11.2.2. Uszczelnianie górotworu metodą iniekcji otworowej	87
12. KRYTERIA DOBORU ZACZYNÓW DO WZMACNIANIA I USZCZELNIANIA GÓROTWORU W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW	92





12.1.	PROGNOZOWANIE WARTOŚCI PARAMETRÓW TECHNOLOGICZNYCH ŚWIEŻYCH I STWARDNIAŁYCH ZACZYNÓW USZCZELNIAJĄCYCH DO PRAC INIEKCYJNYCH	97
12.2.	OKREŚLANIE WAG ISTOTNOŚCI POSZCZEGÓLNYCH WŁAŚCIWOŚCI ZACZYNÓW USZCZELNIAJĄCYCH	98
12.3.	ALGORYTM OBLICZEŃ	101
13.	WPLYW INIEKCJI OTWOROWEJ NA STATECZNOŚĆ GÓROTWORU	105
14.	OCENA SKUTECZNOŚCI USZCZELNIANIA OŚRODKA GRUNTO-WEGO ORAZ MASYWU SKALNEGO	114
15.	SPECJALISTYCZNE TECHNOLOGIE UZDATNIANIA TERENÓW W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW	119
16.	WNIOSKI KOŃCOWE	133
17.	LITERATURA	137





WSTĘP

Skutki eksploatacji podziemnej związane są zazwyczaj z wpływami bezpośrednimi na powierzchnię terenu, które zanikają po kilku latach od zakończenia eksploatacji, wywołując deformacje ciągłe i ewentualnie szkody górnicze. W warunkach geologiczno-górniczych Górnośląskiego Zagłębia Węglowego okres ujawniania się takich wpływów wynosi od kilku miesięcy do kilku lat (około pięciu). Wartości wskaźników deformacji charakteryzujące wpływy bezpośrednie decydują o zaliczeniu terenu górniczego do odpowiedniej kategorii przydatności do zabudowy.

Nie dotyczy to jednak terenów w zasięgu starych płytkich zrobów do głębokości około 80 m, stwarzających zagrożenie deformacjami nieciągłymi [2; 10; 11; 29; 37; 41; 87]. Zagrożenie powstaniem deformacji nieciągłych zależne jest od wielu czynników zarówno naturalnych, jak też spowodowanych działalnością człowieka.

Podstawową metodą ograniczania skutków oddziaływania starych płytkich zrobów na powierzchnię terenu jest doszczelnianie, poprzedzone badaniami geofizycznymi i wierceniami dla oceny stref anomalnych (pustek lub rozluźnień i dezintegracji górotworu).

Realizacja prac badawczych i uzdatniających na terenach zlikwidowanych kopalń związana jest z wysokimi nakładami finansowymi, a skuteczność doszczelniania starych, płytkich zrobów oraz gruzowiska zawałowego nie zawsze przynosi oczekiwane rezultaty. Istnieje więc pilna potrzeba rozszerzenia zakresu przedsięwzięć profilaktycznych i zabezpieczających w rejonach zagrożonych możliwością wystąpienia deformacji nieciągłych, związanych z istniejącymi starymi płytkimi zrobami.

W tym przypadku szczególnego znaczenia nabiera fakt, że fizyczna likwidacja kopalń wiąże się z wygaśnięciem koncesji oraz likwidacją obszaru i terenu górniczego. Stwarza to dla władz lokalnych szereg problemów społecznych, prawnych i technicznych oraz finansowych, dotyczących zagospodarowania przejmowanych terenów, które w zdecydowanej większości nie zostały ostatecznie rekultywowane i zabezpieczone z uwagi na ograniczone środki budżetowe przeznaczone na likwidację zakładu górniczego. W perspektywie rozwiązywanie tych problemów spocząć musi na władzach samorządowych, które w ramach posiadanych funduszy będą musiały partycypować w kosztach zabezpieczeń i rekultywacji (...w razie braku przedsiębiorcy od-





powiedzialnego za szkodę, albo jego następcy prawnego, roszczenia z tytułu szkód przysługują przeciwko Skarbowi Państwa – art. 96 Ustawy z dnia 4 lutego 1994r – Prawo geologiczne i górnicze).

Należy podkreślić, że znaczna część zagrożonych terenów pozostałych po likwidacji kopalń położona jest w strefach silnie zurbanizowanych, a więc o dużych walorach użytkowych. W przypadku ograniczenia lub wyeliminowania istniejących zagrożeń ich wartość mogłaby wzrosnąć, przyczyniając się do rozwoju regionu i stworzenia dodatkowych miejsc pracy.

Dlatego niezwykle ważnym celem jest ustalenie zasięgu stref potencjalnego zagrożenia deformacjami nieciągłymi, opracowanie metodyki lokalizacji istniejących anomalii (związanych z dezintegracją warstw skalnych) oraz sposobów profilaktyki w zagrożonych terenach, w aspekcie minimalizacji szkodliwego działania na środowisko.





1. CEL, TEZA I ZAKRES PRACY

Celem pracy jest:

- analiza przyczyn występowania zagrożeń powierzchni terenu wynikających z istnienia starych płytkich zrobów,
- przedstawienie metod analitycznego określania stateczności górotworu,
- ocena przydatności metod geoinżynierskich do rewitalizacji powierzchni terenu w zasięgu starych płytkich zrobów,
- omówienie rodzajów spoiw oraz kryteriów doboru parametrów technologicznych zaczynów uszczelniających do wzmacniania i uszczelniania górotworu,
- analiza wpływu wzmacniania ośrodka gruntowego lub masywu skalnego w rejonie wyrobiska na stateczność górotworu,
- omówienie metod oceny skuteczności wykonywanych prac geoinżynierskich związanych z rewitalizacją powierzchni terenu w obrębie starych płytkich zrobów,
- przedstawienie i scharakteryzowanie specjalistycznych technologii uzdatniania powierzchni terenu w zasięgu starych płytkich zrobów.

W wyniku realizacji przedstawionego celu, będzie można udowodnić następującą tezę pracy doktorskiej:

Technologie wiertnicze zastosowane do prac geoinżynierskich pozwalają na skuteczną rewitalizację powierzchni terenu w zasięgu starych płytkich zrobów na obszarze likwidowanych kopalń.

Udowodnienie postawionej tezy wymagało realizacji następującego zakresu prac:

- przedstawienia sposobów i metod określania zasięgu starej, płytkiej eksploatacji na terenach likwidowanych kopalń,
- dokonania klasyfikacji rejonów zagrożonych powstaniem deformacji nieciągłych,
- określenia na przykładzie obszaru górniczego dawnej KWK „Jaworzno” i obecnego Zakładu Górniczego Sobieski rejonu występowania zrobów starej płytkiej eksploatacji,





- opracowania optymalnej metody geoinżyneryjnej pod względem możliwości likwidacji zagrożenia zapadliskowego na obszarze płytkiej eksploatacji górniczej,
- określenia możliwości numerycznego modelowania utraty stateczności wyrobisk podziemnych zlokalizowanych na niewielkiej głębokości,
- przeprowadzenia obliczeń z zastosowaniem programów FLAC i FLAC 3D opartych o Metodę Różnic Skończonych,
- określenia wartości wskaźnika stateczności górotworu obliczanego metodą redukcji wytrzymałości na ścinanie,
- ustalenia optymalnego rodzaju zaczynu uszczelniającego oraz jego parametrów technologicznych do wzmacniania górotworu pod kątem minimalizacji zagrożeń zapadliskowych na obszarze płytkiej eksploatacji górniczej,
- oceny skuteczności opracowanej technologii pod kątem przywracania wartości użytkowych powierzchni terenu w zasięgu starych płytkich zrobów na obszarze górniczym należącym obecnie do ZG Sobieski.

2. ZAGROŻENIA POWIERZCHNI TERENU WYNIKAJĄCE Z ISTNIENIA STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW.

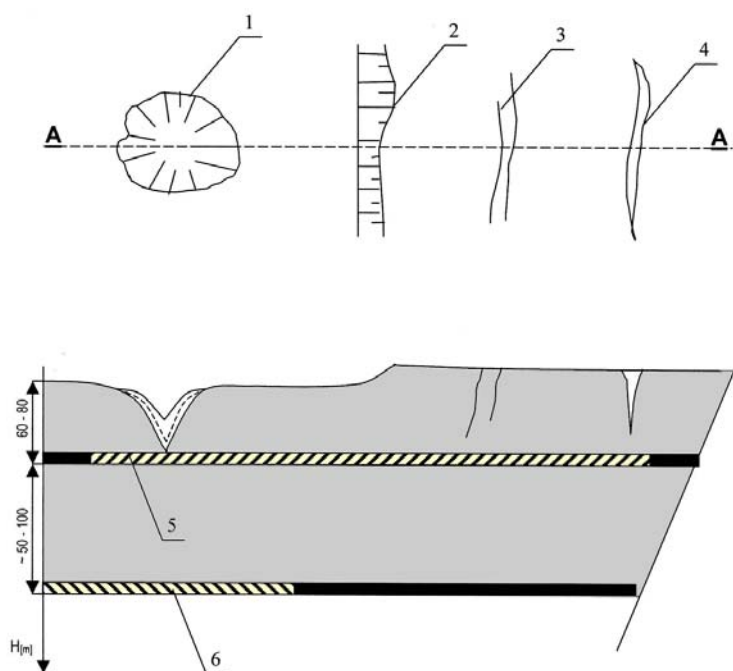
Deformacjami nieciągłymi, określa się wyraźnie zauważalne zmiany powierzchni terenu w postaci szczelin, progów, lejów, zapadlisk lub innych zniekształceń. Ogólnie deformacje nieciągłe dzieli się na nieciągłe deformacje liniowe (szczeliny, progi) i nieciągłe deformacje powierzchniowe (leje, zapadliska) (rys.2.1).

Deformacje nieciągłe liniowe powstają zwykle w pobliżu wychodni uskoków tektonicznych lub wychodni pokładów nachylonych, naruszonych robotami górniczymi.

Do czynników sprzyjających powstaniu nieciągłych deformacji liniowych można zaliczyć [10; 29; 38; 40; 41; 57; 68]:

- niewielką miąższość luźnych warstw przypowierzchniowych,
- prowadzenie eksploatacji górniczej w bezpośrednim sąsiedztwie uskoków,
- prowadzenie eksploatacji w pobliżu wychodni złoże lub warstw geologicznych,
- dużą prędkość eksploatacji,
- nakładanie się krawędzi eksploatacyjnych,
- przerwy w procesie technologicznym eksploatacji kopaliny użytecznej.





Rys. 2.1. Przykłady deformacji nieciągłych typu powierzchniowego i liniowego

1 - lej nad starymi płytkami zrobami reaktywowanymi eksploatacją podbierającą; 2 – próg;
3 - szczelina zamknięta; 4 - szczelina otwarta; 5 - stare płytkie zrob; 6 - eksploatacja podbierająca

Deformacje nieciągłe powierzchniowe związane są z występowaniem pustek w górotworze. Warunkiem koniecznym do powstania takich deformacji jest wystąpienie zawału pustki. Mogą one powstawać w sposób gwałtowny, a czas ich wystąpienia jest trudny do określenia i być przesunięty w stosunku do wytworzenia się pustki nawet o kilkadziesiąt lat. Impulsem powodującym zawał pustki może być [10; 11; 13; 34; 41; 60]:

- „wędrówka” pustki w kierunku powierzchni;
- -zmiana struktury skał otaczających pustkę (wpływ migracji wód lub wtórnej szczelinowości);
- reaktywacja starych płytkich zrobów na skutek prowadzonej eksploatacji na większych głębokościach;
- zmiana warunków hydrogeologicznych;
- statyczne i dynamiczne obciążenia powierzchni;
- wstrząsy górotworu.

Zauważyć należy, że nie każdy zawał pustki prowadzi do powstania nieciągłych deformacji powierzchni. Do ich występowania konieczne jest przerwanie warstw góro-

tworu zwięzłego i przemieszczenie się do utworzonej w nim pustej przestrzeni elementów górotworu luźnego.

Przykłady zaobserwowanych deformacji nieciągłych powierzchni obszaru górniczego zlikwidowanej Kopalni Jaworzno przedstawiono na fot. 1÷8.

Fot.1



Fot.2



Fot.3



Fot.4



Fot.1÷4. Formy deformacji nieciągłych typu powierzchniowego

- Fot.1 deformacja nieciągła typu powierzchniowego w postaci płytkiego zapadliska o kształcie kołowym;
- Fot.2 deformacja nieciągła typu powierzchniowego w postaci rozległego zapadliska o kształcie leja;
- Fot.3 deformacja nieciągła typu powierzchniowego w postaci zapadliska o kształcie eliptycznym;
- Fot.4 deformacja nieciągła typu powierzchniowego w postaci głębokiego zapadliska o kształcie walcowym;





Fot.5



Fot.6



Fot.7



Fot.8



Fot.5÷8. Formy deformacji nieciągłych typu liniowego.

- Fot.5 deformacja nieciągła typu linowego i powierzchniowego w postaci szczelin i zapadliska;
- Fot.6 deformacja nieciągła typu linowego w postaci szczelin zamkniętych i otwartych;
- Fot.7 deformacja nieciągła typu linowego w postaci szczeliny otwartej;
- Fot.8 deformacja nieciągła typu linowego w postaci szczeliny zamkniętej.





Czynniki mające wpływ na powstanie nieciągłych deformacji powierzchni w strefie starych płytkich zrobów to, przede wszystkim:

- zmiana warunków hydrogeologicznych,
- infiltracja wód powierzchniowych,
- obniżenie wytrzymałości skał w wyniku procesów technologicznych i wietrzenia,
- obciążenie dynamiczne spowodowane drganiami komunikacyjnymi lub innymi,
- obciążenie statyczne terenu,
- eksploatacja niżej zalegających pokładów,
- wstrząsy górotworu,
- utrata podporności obudowy górniczej starych wyrobisk.

Deformacje nieciągłe powierzchniowe są związane z występowaniem nieciągłości fizycznych warstw skalnych w górotworze. Ich forma zależy od własności fizykomechanicznych nadkładu. W nadkładzie luźnym i sypkim powstają zwykle leje stożkowe, w nadkładzie kruchym - zapadliska nieregularne, natomiast w nadkładzie plastycznym - zapadliska regularne.

Deformacje nieciągłe związane z istnieniem starych płytkich zrobów charakteryzują się tym, że [8; 10; 11; 29; 41]:

- mogą występować bezpośrednio po eksploatacji, a także w kilkadziesiąt lat po jej zakończeniu,
- ich wystąpienie najczęściej nie jest poprzedzone wcześniejszymi oznakami,
- zagrożenie ich powstaniem ma zasięg lokalny,
- powstają w sposób nagły (od kilku minut do kilku godzin, rzadko dni),
- w przeciwieństwie do deformacji ciągłych nie towarzyszą każdej eksploatacji górniczej.





3. OCENA ZAGROŻENIA POWIERZCHNI DEFORMACJAMI NIECIĄGLYMI

Metodę opartą na analizie statystycznej kilkuset przypadków powstania deformacji nieciągłych typu powierzchniowego przedstawiono w pracy [10]. Autorzy wprowadzili tak zwany wskaźnik Z , określony zależnością

$$Z = \frac{h}{g}$$

gdzie h jest głębokością powstałej w górotworze pustki, natomiast g jest jej wysokością. W tablicy 3.1 przedstawiono zależności pomiędzy wartością wskaźnika Z , a średnicą mogącego wystąpić zapadliska (lub leja) S , prawdopodobieństwem jego wystąpienia P i liczbą możliwych zapadlisk na 1 km^2 powierzchni W_n .

Cecha zagrożenia	Kategorie zagrożenia			
	D $0 < Z \leq 10$	C $10 < Z \leq 30$	B $30 < Z \leq 50$	A $Z > 50$
$S, \text{ m}$	>18	≤ 18	≤ 9	0
P	1	$0,42 \div 1$	$0 \div 0,42$	0
$W_n, \text{ km}^2$	>15	$15 \div 5$	<5	0

Tablica 3.1. Zagrożenie powierzchni zapadliskami (lejami)

Różnorodność czynników, mających wpływ na powstanie nieciągłych deformacji powierzchni typu powierzchniowego powoduje, że zjawisko jest trudne do teoretycznego ujęcia i wobec tego trudno prognozowalne. Istotne znaczenie w takiej sytuacji ma ocena zagrożenia powierzchni, dokonana na podstawie analizy czynników sprzyjających jego powstaniu. W tablicy 3.2 zestawiono takie czynniki używane podczas długoletnich obserwacji i na tej podstawie określono orientacyjnie stopień zagrożenia powierzchni deformacjami nieciągłymi jako mały, średni lub duży. Istotnym, a nieuwzględnionym w tablicy czynnikiem zwiększającym zagrożenie powierzchni wpływem starych płytkich zrobów, może być prowadzenie podbierającej eksploatacji górniczej.





Stopień zagrożenia	Warunki geologiczno-górnice
Zagrożenie małe	Przy spełnieniu następujących warunków: - brak deformacji nieciągłych, - brak zjawisk sufozyjnych, - znany sposób likwidacji wyrobisk pionowych i ukośnych, mających połączenia z powierzchnią, - grubość zwiezłych skał stropowych co najmniej pięciokrotnie większa niż wysokość wyrobisk górniczych
Zagrożenie średnie	Przy wystąpieniu jednego z następujących warunków: - występują zapadliska (leje) o średnicy poniżej 3 m, - występują szyby i szybiki oraz wyrobiska poziome i ukośne o nieznanym sposobie likwidacji, - grubość zwiezłych skał stropowych mniejsza od pięciokrotnej a większa od trzykrotnej wysokości wyrobisk górniczych.
Zagrożenie duże	Przy wystąpieniu jednego z następujących warunków: - występują zapadliska (leje) o średnicy powyżej 3 m, - występują zjawiska sufozyjne, - grubość zwiezłych skał stropowych mniejsza od trzykrotnej wysokości wyrobisk górniczych, - występują tzw. „biedaszyby”, - występują zjawiska pożarowe w rejonach płytkiej eksploatacji węgla, - występują intensywne zjawiska parasejsmiczne.

Tablica 3.2. Czynniki wpływające na zagrożenie powierzchni deformacjami nieciągłymi typu powierzchniowego [40]

Potencjalna możliwość wystąpienia deformacji nieciągłych w strefie starych zrobów płytkiej eksploatacji na terenach po zlikwidowanych kopalniach, w istotnym stopniu ograniczają możliwość planowania tam kapitałochłonnych inwestycji. Przedstawiona geneza i charakterystyka powoduje konieczność wykonania wcześniejszych badań in situ, opracowania projektu sposobu zabezpieczenia powierzchni oraz realizacji specjalistycznych prac zabezpieczających.

4. SPOSOBY I METODY OKREŚLANIA ZASIĘGU STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI NA TERENACH LIKWIDOWANYCH KOPALŃ.

W związku z likwidacją zakładu górniczego przedsiębiorca zobowiązany jest do podjęcia niezbędnych środków w celu ochrony poszczególnych elementów środowiska. Sposób wykonania tego obowiązku ustalony zostaje w planie ruchu likwidowanego zakładu górniczego. Plan ten wymaga uzgodnienia z właściwym organem samorządu terytorialnego. Uzgodnienie następuje w formie postanowienia dla organu państwowego nadzoru górniczego przy zatwierdzaniu planu ruchu.

Dla kopalń likwidowanych zgodnie z przepisami prawa [72; 97; 106; 107] sporządza





się projekt zagospodarowania złoża, który powinien zawierać określenie zagrożeń dla środowiska, związanych z zaprzestaniem eksploatacji. Projekt ten stanowi między innymi podstawę sporządzenia planu ruchu likwidowanego zakładu górniczego, stosownie do wymagań określonych zarządzeniem [107].

W planie ruchu likwidowanego podziemnego zakładu górniczego, w jego części podstawowej określa się wpływ likwidacji zakładu górniczego na środowisko oraz znajdujące się na powierzchni obiekty i urządzenia. Dodatkowo należy do planu dołączyć inwentaryzację gruntów poddanych wpływom działalności górniczej oraz przewidywany zakres i terminy wykonania prac rekultywacyjnych. Plan ruchu likwidowanego zakładu górniczego powinien w części szczegółowej określać zamierzenia w zakresie ograniczenia i usuwania ujemnych wpływów działalności zakładu górniczego. W szczególności plan ten powinien uwzględniać:

- zabezpieczenie wyrobisk górniczych udostępniających złożę z powierzchni,
- kierunki rekultywacji terenów przekształconych i plan ich zagospodarowania,
- określenie kategorii przydatności terenu do zabudowy po zakończeniu działalności górniczej,
- sposób przeciwdziałania, zmianom stosunków wodnych na powierzchni po likwidacji zakładu górniczego,
- sposób zabezpieczenia dokumentacji mierniczo-geologicznej.

Niezwykle ważnym elementem w aspekcie potrzeb przyszłych użytkowników terenów pogórnich, jest właściwie archiwizowana dokumentacja mierniczo-geologiczna zlikwidowanych kopalń. Zgodnie z zarządzeniem [107] po likwidacji zakładu górniczego dokumentacja mierniczo-geologiczna podlega przekazaniu właściwemu organowi państwowego nadzoru górniczego. Dla potrzeb związanych z zagospodarowaniem przestrzennym terenów pogórnich, z dochodzeniem roszczeń z tytułu szkód będących wynikiem oddziaływań górniczych, z ustalaniem warunków zabudowy itd., tworzone jest przy Wyższym Urzędzie Górniczym w Katowicach centralne archiwum dokumentacji mierniczo – geologicznej.

Należy podkreślić, że najczęściej zasięg prowadzonych w przeszłości płytkich robót górniczych, aktualnie znany jest z zachowanych starych map, dokumentacji lub sporządzonych na ich podstawie kopii i odrysów. W znacznej części, nawet oryginalne materiały archiwalne są niekompletne, szczególnie w zakresie dotyczącym zasięgu dokona-





nej eksploatacji (w minionych latach prowadzono na szeroką skalę nielegalną eksploatację – „bieda – szyby”).

Sytuacja ta powoduje konieczność wykorzystania różnych sposobów i metod dla określenia wiarygodnej lokalizacji płytkich zrobów w celu identyfikacji potencjalnych rejonów zagrożeń powierzchni deformacjami nieciągłymi.

W tym zakresie wyróżnić można:

A. Ustalenie rejonów przypuszczalnego zasięgu zrobów starej płytkiej eksploatacji na podstawie: map górniczych, dokumentacji geologicznych, uzbrojenia powierzchni, rejestru powstałych deformacji nieciągłych, zasięgu planowanej i dokonanej eksploatacji, profili i przekrojów geologicznych.

Taki sposób analizy i udokumentowania sytuacji istniejącej w rejonie starych płytkich zrobów pozwala na racjonalne planowanie badań metodami pośrednimi i bezpośrednimi dla oceny stanu potencjalnego zagrożenia powierzchni deformacjami nieciągłymi.

W dalszej perspektywie umożliwia planowanie specjalistycznych robót dla uzdatnienia i przygotowania terenu do zagospodarowania i przyszłych inwestycji.

B. Rozpoznanie górotworu w zasięgu zrobów starej płytkiej eksploatacji metodami bezpośrednimi i pośrednimi.

- **Metody pośrednie** geofizyczne polegają na badaniu zmian własności fizycznych górotworu w rejonach występowania starych płytkich zrobów. Najczęściej stosuje się:
 - metodę mikrograwimetryczną [17; 18; 19; 20],
 - metodę sejsmiczną w wersji przeświałłań oraz profilowań o wysokiej rozdzielczości [89; 90; 91],
 - metodę elektrooporową w [29],
 - metodę radarową.[68].

Metoda mikrograwimetryczna bazuje na badaniu mikroanomalii siły ciężkości, spowodowanych nierównomiernym rozkładem mas skalnych w górotworze. Stosowane są dwie wersje tej metody, polegające na pomiarze mikroanomalii siły ciężkości lub pionowego gradientu tej siły. Druga z tych wersji jest dokładniejsza, ale i bardziej kosztowna. Bywa stosowana do pomiarów uzupełniających, po stwierdzeniu istnienia pustki na podstawie pomiaru mikroanomalii siły ciężkości. W porównaniu





z metodą elektrooporową metoda mikrograwimetryczną jest uważana za metodę dającą dokładniejsze wyniki, choć jej zasięg głębokościowy nie przekracza w przybliżeniu 30 m.

Metoda sejsmiczna polega na analizie czasu i sposobu przebiegu fal sprężystych sztucznie wzbudzonych w górotworze. Znane są trzy warianty metody prześwietlań: prześwietlanie między otworem a powierzchnią, prześwietlanie między otworem a wyrobiskiem oraz prześwietlanie między dwoma otworami.

Metoda elektrooporowa bazuje na wykorzystaniu zróżnicowania ośrodka pod względem elektrycznego oporu właściwego. Wielopoziomowe profilowanie elektrooporowe umożliwia określenie przestrzennej zmienności oporu pozornego. Interpretacja uzyskanych wyników profilowania polega na wydzieleniu odcinków anomalnych, świadczących o istnieniu w górotworze zaburzeń spowodowanych jego dezintegracją lub pustkami. Metoda umożliwia wykrywanie pustek na głębokości do 60 m, a w sprzyjających warunkach nawet do 80 m. Jej zaletą są łatwość pomiaru i niskie koszty, a wadą brak możliwości określenia rozmiarów pustki.

Metoda radarowa polega na wysyłaniu impulsów fal elektromagnetycznych wysokiej częstotliwości w głąb górotworu i badaniu fal odbitych. Wadą metody jest ograniczony zasięg głębokościowy, nie przekraczający kilkunastu metrów, zaletą natomiast duża dokładność lokalizacji niejednorodności badanego górotworu.

Zakres stosowania powyższych metod, wynika z następujących ograniczeń:

- Jak wykazują doświadczenia związane ze stosowaniem metod geofizycznych na terenach górniczych, badania elektrooporowe i radarowe, w warunkach intensywnej zabudowy oraz gęstej infrastruktury komunalnej i przemysłowej mogą być trudne do realizacji. Gęsta sieć infrastruktury powoduje bowiem w w/w metodach liczne zakłócenia i ekranowanie pola elektrycznego, w wyniku czego pomiary obarczone są błędem, a ich interpretacja jest niejednoznaczna. Natomiast można je skutecznie stosować na otwartych przestrzeniach, w których nie występuje uzbrojenie terenu.
- Metoda radarowa charakteryzuje się z kolei ograniczonym zasięgiem penetracji wgłębnej. Wynosi on w zależności od rodzaju strefy przypowierzchniowej do kilkunastu metrów, a w przypadku występowania jej zawodnienia - maleje do kilku metrów.





- Badania grawimetryczne pozwalają na szybkie wykonanie zdjęcia rekonesansowego dla określenia niejednorodności przypowierzchniowych i wgłębnych. Wymagają one jednak często wykonania badań w gęstej siatce powierzchniowej, co podraża koszt rozpoznania. W powiązaniu z metoda sejsmiczną mogą dać jednak kompleksowy obraz ośrodka skalnego.
- Badania sejsmiczne pozwalają na skuteczne rozpoznanie ciągłości bezpośredniego podłoża strefy przypowierzchniowej i budowy wgłębnej górotworu. Dokładne i wiarygodne odwzorowanie podłoża, jego morfologii i zróżnicowania parametrów fizycznych uzyskuje się w metodzie profilowań refrakcyjnych. Stosując wariant profilowań refleksyjnych uzyskuje się, w formie przekrojów sejsmicznych, odwzorowanie górotworu i występujących w jego obrębie stref nieciągłości. W przeciwieństwie do innych metod badania sejsmiczne realizowane z zastosowaniem nieinwazyjnego, powierzchniowego źródła drgań, nie są ograniczane przez warunki przypowierzchniowe, zabudowę i infrastrukturę.

- **Metody bezpośrednie:**

- wiercenia badawcze (geologiczne z rdzeniowaniem lub bez rdzeniowania),
- badania introskopowe w otworach wiertniczych przy użyciu mikrokamery [67; 68; 69].

Z doświadczeń praktycznych wiadomo, że nawet gęsta sieć wierceń nie pozwala na lokalizację wszystkich zaburzeń nieciągłych. W związku z tym metody wiertnicze i badania introskopowe stosowane są zwykle jako metody uzupełniające (wtórne), do wykonanych badań geofizycznych, dla potwierdzenia istnienia pustek lub innych zaburzeń nieciągłych.

5. PROPOZYCJE KLASYFIKACJI REJONÓW ZAGROŻONYCH POWSTANIEM DEFORMACJI NIECIĄGŁYCH

Trudności w jednoznacznym określeniu stopnia zagrożenia powierzchni terenu deformacjami nieciągłymi, w strefie zasięgu starych zrobów płytkiej eksploatacji, ogranicza możliwość swobodnego zagospodarowania. W celu zobrazowania ich przydatności do zagospodarowania oraz koniecznych przedsięwzięć dla umożliwienia bezpiecznego





funkcjonowania obiektów powstałych w wyniku planowanych inwestycji, przedstawiono klasyfikacje w/g różnych autorów.

Kategoria terenu	Stopień przydatności do zabudowy	Wielkość spodziewanych deformacji		
		$T_{\max}$ [mm/m]	Max [mm/m]	$R_{\min}$ [km]
I	Tereny pewne, nie wymagające zabezpieczeń obiektów (mogą powstać tylko bardzo małe uszkodzenia, np. nieszkodliwe zarysowania murów)	$\leq 2,5$	$\leq 1,5$	≥ 20
II	Tereny, na których częściowe zabezpieczenie wszystkich obiektów nie jest opłacalne (mogą wystąpić uszkodzenia łatwe do usunięcia)	$\leq 5,0$	$\leq 3,0$	≥ 12
III	Tereny wymagające częściowego zabezpieczenia obiektów	$\leq 10,0$	$\leq 6,0$	≥ 6
IV	Tereny wymagające poważniejszego zabezpieczenia obiektów	$\leq 15,0$	$\leq 9,0$	≥ 4
V	Tereny nie nadające się do zabudowy	$> 15,0$	$> 9,0$	< 4
Klasyfikacją nie zostały objęte tereny, na których istnieje duże prawdopodobieństwo występowania nieciągłych ruchów terenu, powodujących powstawanie zapadlisk, szczelin, zalewisk, itp.				

Tablica 5.1. kategorie przydatności do zabudowy terenu górniczego [64]

Przedstawioną poniżej klasyfikację opracowano w wyniku analizy czynników wpływających na stan zagrożenia oraz wyników dotychczasowych prac naukowo-badawczych i ekspertyz wykonanych w Głównym Instytucie Górnictwa oraz Akademii Górniczo-Hutniczej, a związanych z zarejestrowanymi w obszarze województwa deformacjami nieciągłymi.

Z uwagi na fakt, że określenie rzeczywistego zagrożenia powierzchni wymaga wykonania specjalistycznych badań metodami geofizycznymi i wiertniczymi, każdej kategorii zagrożenia przypisano niezbędny zakres prac badawczych.

Uznano, że zasadniczym elementem oceny zagrożenia jest obecne zachowanie się powierzchni terenu dawnej eksploatacji, a w szczególności powstawanie w jego obrębie deformacji zapadliskowych.





Kat.	Stopień zagrożenia	Warunki geologiczno-górnice	Zakres badań
A	Brak zagrożenia	- brak zapadlisk, - brak złożeń, - brak eksploatacji, - eksploatacja z podsadzką, - brak wyrobisk mających połączenie z powierzchnią.	Tereny nie wymagające badań
B	Zagrożenie małe	- brak zapadlisk - brak szczelin i progów, - brak zjawisk sufozycznych, - stara eksploatacja, - wyrobiska pionowe i ukośne mające połączenia z powierzchnią o znanym sposobie likwidacji, - grubość warstw nadkładu skał zwiększonych co najmniej pięciokrotnie większa niż wysokość wyrobisk górniczych, - wyrobiska wypełnione wodą.	Badania rozpoznawcze w obszarach planowanych inwestycji
C	Zagrożenie średnie i duże	- brak zapadlisk lub występują zapadliska o średnicy poniżej 5m, - występują zjawiska sufozji, infiltracja wód do zrobów, - szyby i szybiki o nieznanym sposobie likwidacji, - grubość warstw nadkładu skał zwiększonych w stropie mniejsza od pięciokrotnej wysokości wyrobisk górniczych, - eksploatacja zawałowa, - wyrobiska poziome i ukośne o nieznanym sposobie likwidacji, - eksploatacja głęboka pod płytkimi zrobami, - dyslokacje tektoniczne.	Badania rozpoznawcze i szczegółowe
D	Zagrożenie bardzo duże	- występują zapadliska o średnicy powyżej 5m, - występują progi i szczeliny, - występują zjawiska sufozyczne, - eksploatacja zawałowa, - zjawiska pożarowe w rejonach prowadzonej eksploatacji węgla, - zjawiska sejsmiczne i parasejsmiczne.	Badania szczegółowe i monitoringowe (z wyłączeniem terenów eksploatacji rudnej w których średnica zapadlisk przekracza 15m)

Tablica 5.2. Klasyfikacja zagrożenia powierzchni deformacjami nieciągłymi w rejonach płytkiej eksploatacji złóż rud cynkowo-ołowiowych i węgla kamiennego oraz zakresu niezbędnych prac badawczych w obszarze województwa katowickiego [38]

Działalność górnicza zostawia trwałe lub zanikające skutki na powierzchni. W celu zobrazowania przydatności terenów pogórnich do zagospodarowania wprowadzono przedstawiony w tablicy 5.3 podział tych terenów na trzy kategorie A, B i C [2].





Oznaczenie ¹⁾		Rodzaj zagrożenia	Przydatność do zagospodarowania
A		nie występuje	nieograniczona
B	B ₁	deformacje ciągłe	warunkowa
	B ₂	deformacje nieciągłe	
	B ₃	gazowe	
C		zalewiska i podtopienia	ograniczona do obiektów tymczasowych i rekreacyjnych

¹⁾ możliwe jest współwystępowanie różnych zagrożeń

Tablica 5.3. Kategorie przydatności terenu pogórniczego do zagospodarowania.

Kategoria A obejmuje takie obszary, na których nie przewiduje się żadnych ograniczeń w zakresie ich zagospodarowania. Należy jednak mieć na uwadze, że rozpatrywany obszar był w przeszłości poddany wpływom podziemnej eksploatacji górniczej i aczkolwiek objawy tych wpływów uznane zostały za zakończone, to jednak nie można wykluczyć dalszych, niewielkich i nieprognozowalnych deformacji przypowierzchniowej warstwy górotworu.

Z tego powodu proponuje się teren kategorii A uznać za teren o możliwych nierównomiernych osiadaniach, dla którego zaleca się rozważyć potrzebę konstrukcyjnego wzmocnienia obiektów w celu uniknięcia uszkodzeń elementów wykończeniowych i architektonicznych.

Kategoria B obejmuje obszary, których przydatność do zagospodarowania jest przejściowo lub trwale warunkowa. Wydzielono w tej kategorii, w zależności od rodzaju zagrożenia, podkategorię B₁ z uwagi na deformacje ciągłe powierzchni, podkategorię B₂ z uwagi na deformacje nieciągłe powierzchni i podkategorię B₃ z uwagi na zagrożenie gazowe. Za ograniczenia przemijające wraz z czasem można uznać zagrożenie związane z ujawniającymi się opóźnionymi deformacjami ciągłymi powierzchni i zagrożenie gazowe. Na ogół uważa się, że po upływie pięciu lat od zakończenia eksploatacji następuje stabilizacja ciągłych deformacji powierzchni, można wówczas, z uwagi na takie deformacje, zaliczyć teren do kategorii A. Ustąpienie natomiast zagrożenia gazowego wymaga potwierdzenia odpowiednimi pomiarami, dokonywanymi w ramach jego monitoringu. Zagrożenie związane z możliwością wystąpienia deformacji nieciągłych jest zagrożeniem trwałym dopóty, dopóki nie zostanie ono zlikwidowane przez zapełnienie pustek w górotworze, przy czym zaleca się wyłączyć z zabudowy rejon zlikwidowanych szybów i sztolni.





Kategoria C obejmuje obszary nieprzydatne do zagospodarowania obiektami długotrwałymi z uwagi na zagrożenie zalewiskami i podtopieniami. Możliwe jest wznoszenie na tych obszarach obiektów tymczasowych, przewidzianych do likwidacji przed wystąpieniem zagrożenia. Możliwe jest też zagospodarowanie terenu obiektami rekreacyjnymi.

Przedstawiona poniżej propozycja klasyfikacji przydatności zagospodarowania terenów po zlikwidowanych kopalniach wydaje się być najprostsza, oparta głównie na wynikach badań pośrednich i bezpośrednich oraz realizacji koniecznego dla danej inwestycji zakresu specjalistycznych robót uzdatniających.

Takie rozwiązanie przenosi główną odpowiedzialność za ocenę prawdopodobnego zagrożenia powierzchni terenu na uzyskane wyniki badań pośrednich i bezpośrednich oraz właściwie opracowany projekt robót uzdatniających podłoże.

- **Kategoria A:** tereny przydatne do realizacji inwestycji bez ograniczeń – brak eksploatacji na głębokości do 80 m, a eksploatacja na większych głębokościach zakończona została w okresie powyżej pięciu lat;
- **Kategoria B:** tereny przydatne do realizacji inwestycji na podstawie przeprowadzonych badań i wykonanych specjalistycznych robót uzdatniających podłoże – do tej kategorii zaliczyć należy tereny, gdzie nie prowadzono płytkiej eksploatacji do głębokości 80 m lub tereny w zasięgu eksploatacji na większych głębokościach po upływie okresu czasu krótszego od pięciu lat;
- **Kategoria C:** tereny w zasięgu starych płytkich zrobów i wyrobisk mających bezpośrednie połączenie z powierzchnią, możliwe do zagospodarowania w ograniczonym zakresie po przeprowadzeniu specjalistycznych badań oraz robót zabezpieczających wg ustalonych wytycznych – tereny w zasięgu zrobów starej płytkiej eksploatacji do głębokości 80 m bez wpływu eksploatacji podbierającej;
- **Kategoria D:** tereny niezdatne do realizacji inwestycji o wysokim stopniu zaangażowania kapitałowego, bez wykonania specjalistycznych badań oraz szerokiego zakresu specjalistycznych robót zabezpieczających – tereny w zasięgu zrobów starej płytkiej eksploatacji do głębokości 80 m, narażone na reaktywację starych zrobów w wyniku eksploatacji podbierającej lub występowanie w pobliżu nieciągłych zaburzeń tektonicznych.

Przeprowadzone szczegółowe prace badawcze, po wykonaniu planowanych specjalistycznych robót uzdatniających podłoże terenu, mogą być podstawą do przekwalifi-





kowania terenu do wyższej kategorii w przypadku stwierdzenia wysokiej skuteczności robót zabezpieczających. Podstawą do oceny przydatności terenu pogórniczego do zagospodarowania powinna być mapa przedstawiająca klasyfikację tej przydatności. Mapa ta powinna być wykonana w ramach planu ruchu likwidowanej kopalni. Na mapie powinny być przedstawione kategorie terenu pogórniczego według przedstawionej klasyfikacji, a ponadto powinny być określone oddziaływania czynnych sąsiednich kopalń.

6. OKREŚLENIE REJONU WYSTĘPOWANIA ZROBÓW STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI W REJONIE DAWNEJ KWK „JAWORZNO” I OBECNEGO ZAKŁADU GÓRNICZEGO SOBIESKI

Metody przywracania wartości użytkowych powierzchni terenu w otoczeniu likwidowanych kopalń zostaną przedstawione na przykładzie obszaru górniczego dawnej KWK „Jaworzno” i obecnego Zakładu Górniczego Sobieski.

Początki górnictwa węglowego na terenie obecnego miasta Jaworzna sięgają połowy XVIII wieku. Za czasów króla Stanisława Augusta działały dwie kopalnie węgla w okolicy Szczakowej, natomiast za początki eksploatacji węgla w rejonie obszaru górniczego byłej KWK „Jaworzno” przyjmuje się rok 1792, wówczas to stolnik koronny hrabia W. Moszyński rozpoczął tu wydobywanie węgla.

Przedmiotem eksploatacji były wychodnie pokładów: 206, 207, 208, 209, 210 i 212 w rejonie dzisiejszej ulicy Grunwaldzkiej. Również od roku 1792 wydobywano węgiel w okolicy dzisiejszego parku przy ulicy Pocztowej, Chopina, gdzie istniała kopalnia „Sperling”, założona przez Jana Sperlinga. Przy Cmentarzu Pechnickim i w rejonie ulicy Rzemieślniczej pozyskiwano węgiel w kopalniach „Franciszka” i „Ludwika”.

W roku 1795, kiedy Jaworzno przeszło pod zabór austriacki, kopalnia „Sperling” stała się „Kameralną”, aby następnie przyjąć nazwę „Fryderyk August” (były Ruch I – Piłsudski), zaś kopalnie w okolicy cmentarza i Szelonki nazwano od nazwiska dzierzawcy „Burdy”, a później „Jacek-Rudolf” (były Ruch II – T. Kościuszko).

Okolo roku 1804, w rejonie Rogatki przy ulicy Grunwaldzkiej rozpoczęła działalność kopalnia „Sacher”, natomiast za Cmentarzem Pechnickim, w kierunku Podwala kopalnia „Hruzik”, a na Szczotkach w Dąbrowie kopalnia „Pechnik” z szybem „Leopold”. Ogółem w latach 1792 – 1809 założono kilkanaście kopalń prowadzonych przez różne spółki, większość z tych kopalń prowadziła płytką eksploatację i wkrótce zaniechały działalności.





W latach 1809 – 1815 zarząd kopalniami przejęło Księstwo Warszawskie, w którego granicach znalazło się Jaworzno.

Następny czasokres to lata 1815 – 1846, wówczas zarząd nad kopalniami sprawowała Rzeczpospolita Krakowska. Po tym okresie ponownie zarząd przejął rząd austriacki, który w 1871 roku sprzedał kopalnie jaworznickie, a ich główni udziałowcy utworzyli Spółkę pod nazwą „Gwarectwo Jaworznickie”. W tym okresie w Borach istniała kopalnia „Bory”, założona przez Roberta Damsa, która po rekonstrukcji dała początek kopalni „Sobieski”.

W okresie międzywojennym kopalnie jaworznickie przejęła spółka, której głównymi udziałowcami były miasta Kraków i Lwów. Natomiast udział kopalni „Sobieski” wykupiła spółka Gische, a potem koncern Harimane. Wspomniane kopalnie w okresie przed wybuchem II wojny światowej wydobywały łącznie około 1 mln ton węgla rocznie i zatrudniały ponad 3 tysiące pracowników.

Po wyzwoleniu w 1945 roku utworzono ze wszystkich jednostek wydobywczych kopalnię o nazwie „Jaworzno”. W 1949 roku, kiedy stwierdzono, że na obszarze szybu Kościuszko są udostępnione bogate zasoby węgla podjęto decyzję o budowie nowej kopalni, którą nazwano „Kościuszko-Nowa”. Jej uruchomienie nastąpiło w 1953r, a początkowe wydobywanie wynosiło 800t/d, aby w roku 1960 osiągnąć 5000t/d.

W latach 1954 – 1956 połączono kopalnie „Piłsudski” i „Sobieski” tworząc kopalnię „Bierut”. Po roku 1956 wszystkie kopalnie pracowały oddzielnie z własnymi dyrekcjami.

W 1963 roku połączono kopalnię „Bierut” i „Kościuszko” tworząc kopalnię „Jaworzno”. W 1973 roku dołączono do kopalni „Jaworzno” kopalnię „Sobieski” i w takim układzie organizacyjnym kopalnia „Jaworzno” prowadziła działalność górniczą do 31.01.1999 r. Wówczas podjęto decyzję o likwidacji kopalni „Jaworzno”.

Od 01.02.1999 roku na bazie Ruchu Sobieski i Piłsudski utworzono Zakład Górniczo-Energetyczny Sobieski-Jaworzno III, obecnie Zakład Górniczy Sobieski Południowego Koncernu Węglowego S.A.

Na obszarze górniczym ZGE Sobieski-Jaworzno III (obecnie ZG Sobieski) istnieją tereny, na których prowadzona była eksploatacja płytko zalegających pokładów węgla. Stosowane systemy wybierania, likwidacji zrobów oraz lokalne warunki geologiczno-





górnictwo stanowią przyczyny istniejącego zagrożenia powierzchni terenu powstawaniem deformacji nieciągłych.

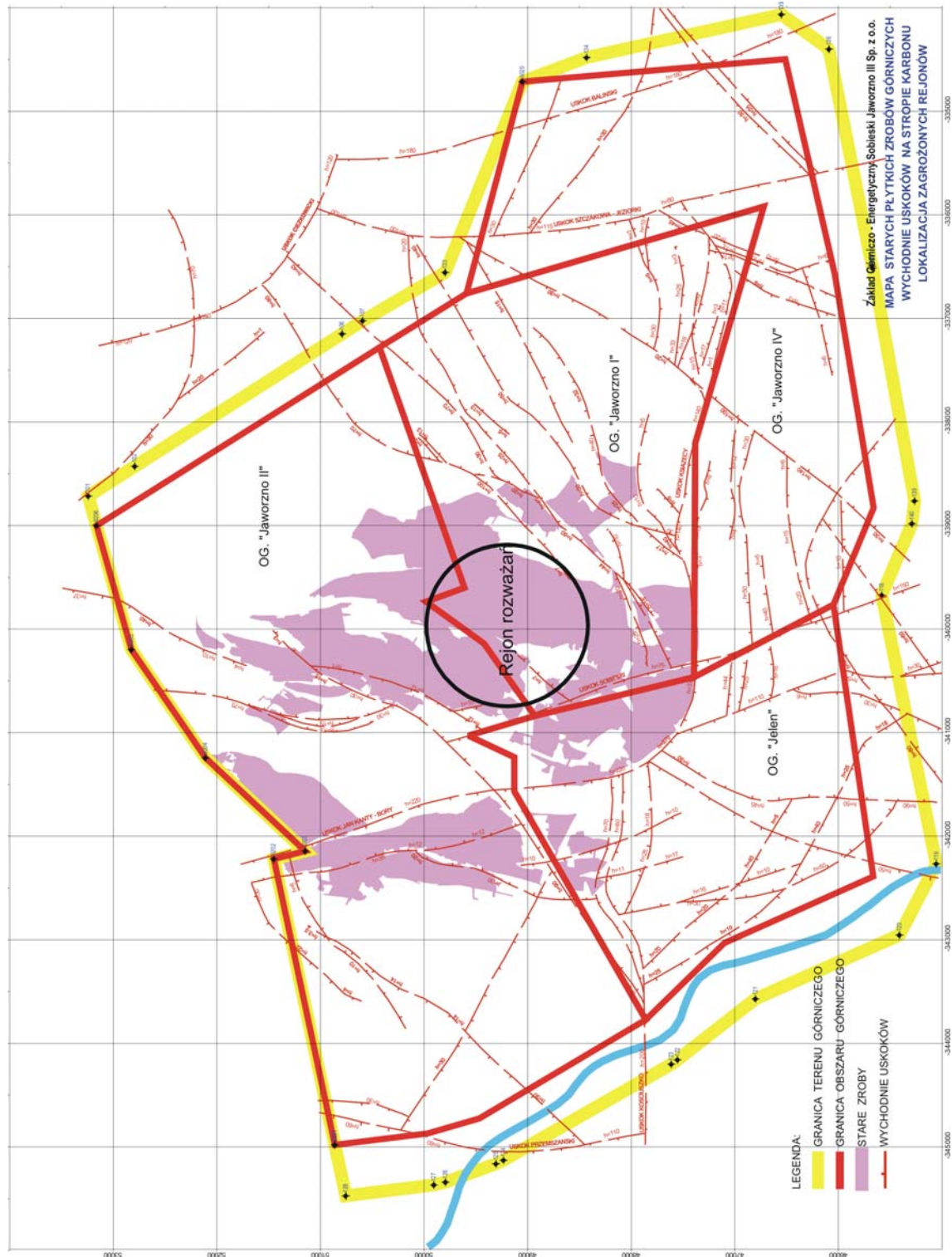
Występowanie płytkiego kopalnictwa do głębokości 60÷80 m, wiąże się ściśle z wychodniami pokładów. Generalnie w granicach obszaru górniczego byłej KWK „Jaworzno” można wyróżnić dwa rejony występowania płytkiej starej eksploatacji górniczej, mogącej powodować powstanie na powierzchni deformacji nieciągłych.

- **Rejon pierwszy (I)** związany z eksploatacją pokładów łaziskich w skrzydle zrzuconym uskoku „Jan Kanty-Bory” zlokalizowany jest w zachodniej części miasta Jaworzno. Położony na zachód od ulic Wilcza, Czecha, Jarzębinowa i Piaskowa, jego północną granicę stanowi zabudowa przemysłowa Elektrowni Jaworzno II, zaś od południa zabudowa przemysłowa Zakładów Azotowych. Od zachodu graniczy z terenami niezabudowanymi. Rejon pierwszy występowania płytkiego kopalnictwa jest generalnie niezabudowany, a w zasięgu płytkiej eksploatacji znajduje się odcinek boczny kolejowej do Elektrowni „Jaworzno II” i „Jaworzno III”, boisko sportowe, nieliczne obiekty kubaturowe oraz odcinek kolei piaskowej. Rejon ten stanowi stosunkowo małe zagrożenie dla obiektów powierzchniowych.
- **Rejon drugi (II)** obejmuje znaczny obszar związany głównie z eksploatacją pokładów węgla na wychodniach w skrzydle wiszącym uskoku „Jan Kanty-Bory”. Rejon drugi występowania płytkiego kopalnictwa obejmuje praktycznie całą zabudowę miejską miasta Jaworzno (dzielnice: Podwale, Śródmieście, Stara Huta, Bory), wraz z zabudową przemysłową ZGE Sobieski Jaworzno III (obecny ZG Sobieski), a także obiekty użyteczności publicznej, uzbrojenie podziemne terenu, takie jak sieć wodociągowa, kanalizacyjna, energetyczna, telefoniczna, gazowa itp. Wymieniony wyżej rejon drugi występowania starej płytkiej eksploatacji ograniczony jest od zachodu zabudową przemysłową Zakładów Azotowych. Południowa granica przedmiotowego rejonu przebiega przez luźną zabudowę dzielnic Bielany i Bory miasta Jaworzno, zaś od wschodu rejon ten ograniczony jest obiektami sportowymi GKS „Victoria”. Dalej w kierunku północnym granica jego pokrywa się generalnie ze wschodnią granicą zabudowy miasta Jaworzna. Od północy rejon drugi występowania płytkiego kopalnictwa pokrywa się z północną granicą osiedla mieszkalnego Podwale.





Zasięg płytkiego kopalnictwa rejon I i rejon II przedstawiono na mapie rys.6.1.



Rys.6.1. Mapa starych płytkich zrobów górniczych. Wychodnie uskoków na stropie karbonu. Lokalizacja zagrożonych rejonów





7. BUDOWA GEOLOGICZNA OBSZARU GÓRNICZEGO ZGE SOBIESKI JAWORZNO III (ZG SOBIESKI)

7.1. Litologia i stratygrafia

W budowie geologicznej obszaru górniczego ZGE Sobieski Jaworzno III (ZG Sobieski) udział biorą: czwartorzęd, trzeciorzęd, trias i karbon.

Zasięg starych płytkich zrobów górniczych z zaznaczeniem linii przekrojów geologicznych i otworów wiertniczych przedstawiono na rys.7.1.

Dla ustalenia warunków geologiczno - górniczych przeanalizowano charakterystyczne przekroje geologiczne 1-1; 2-2; II-II; III-III i ABC oraz kilkadziesiąt profili otworów wiertniczych i szybów górniczych. Wybrane reprezentatywne profile geologiczne otworów wiertniczych i szybów górniczych ze szczegółowym opisem w skali 1:500 pokazano na rys.7.2, 7.3 i 7.4.

7.2. Warunki hydrogeologiczne

W obrębie obszaru ZGE Sobieski Jaworzno III (były OG KWK „Jaworzno” obecny ZG Sobieski) wydziela się trzy zasadnicze kompleksy wodonośne związane z poszczególnymi jednostkami stratygraficznymi.

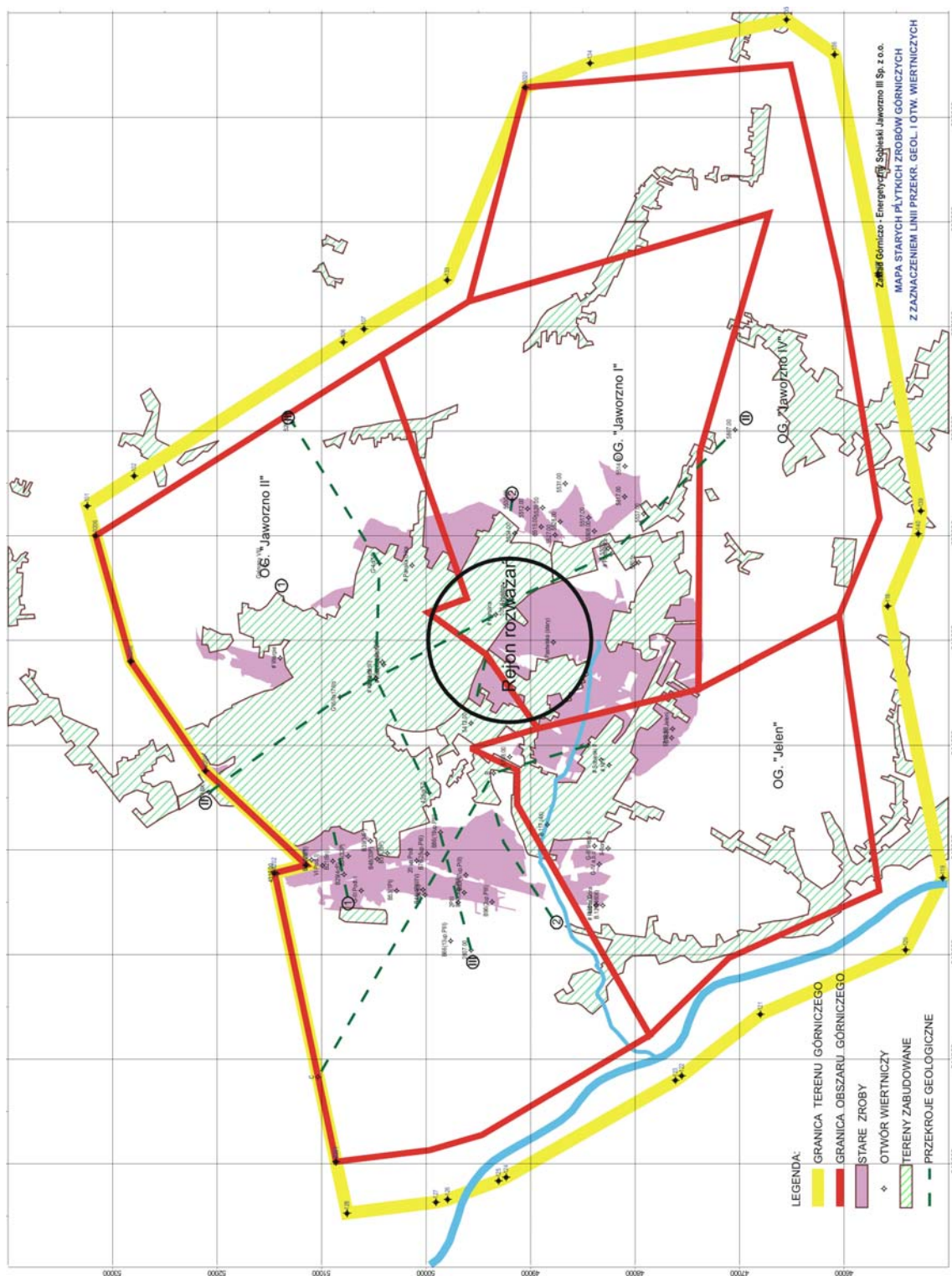
Horyzonty wodonośne związane są z utworami: czwartorzędu, triasu i karbonu.

Czwartorzędowy poziom wodonośny związany jest z osadami piaszczysto-żwirowymi, charakteryzującymi się dużą przepuszczalnością i wodochłonnością. Poziom ten ma jednak charakter nieciągły z uwagi na zmienną grubość i budowę litologiczną utworów czwartorzędowych, których łączna grubość wynosi od 0 do 50 m. Lokalnie może występować kilka horyzontów wodnych oddzielonych od siebie warstwami glin i iłów.

Triasowy poziom wodonośny ograniczony jest do obszarów występowania dolomitów i wapieni wapienia muszlowego. Ze względu na zróżnicowanie litologiczne mogą istnieć jeden do trzech horyzontów wodonośnych. Poziom ten jest częściowo przykryty nieprzepuszczalnymi utworami czwartorzędu, a częściowo (na wychodniach) zupełnie odkryty.

Karboński poziom wodonośny związany jest z przepuszczalnymi utworami karbonu tj. piaskowcami warstw łaziskich i orzeskich. Pomimo istnienia licznych warstw nieprzepuszczalnych (węgli, łupków), poziom ten traktuje się jako jeden kompleks wodonośny z uwagi na liczne uskoki wodonośne, ścienienia i wyklinowania warstw izolujących.





Rys.7.1. Mapa starych płytkich zrobów górniczych z zaznaczeniem linii przekrojów geologicznych i otworów wiertniczych.

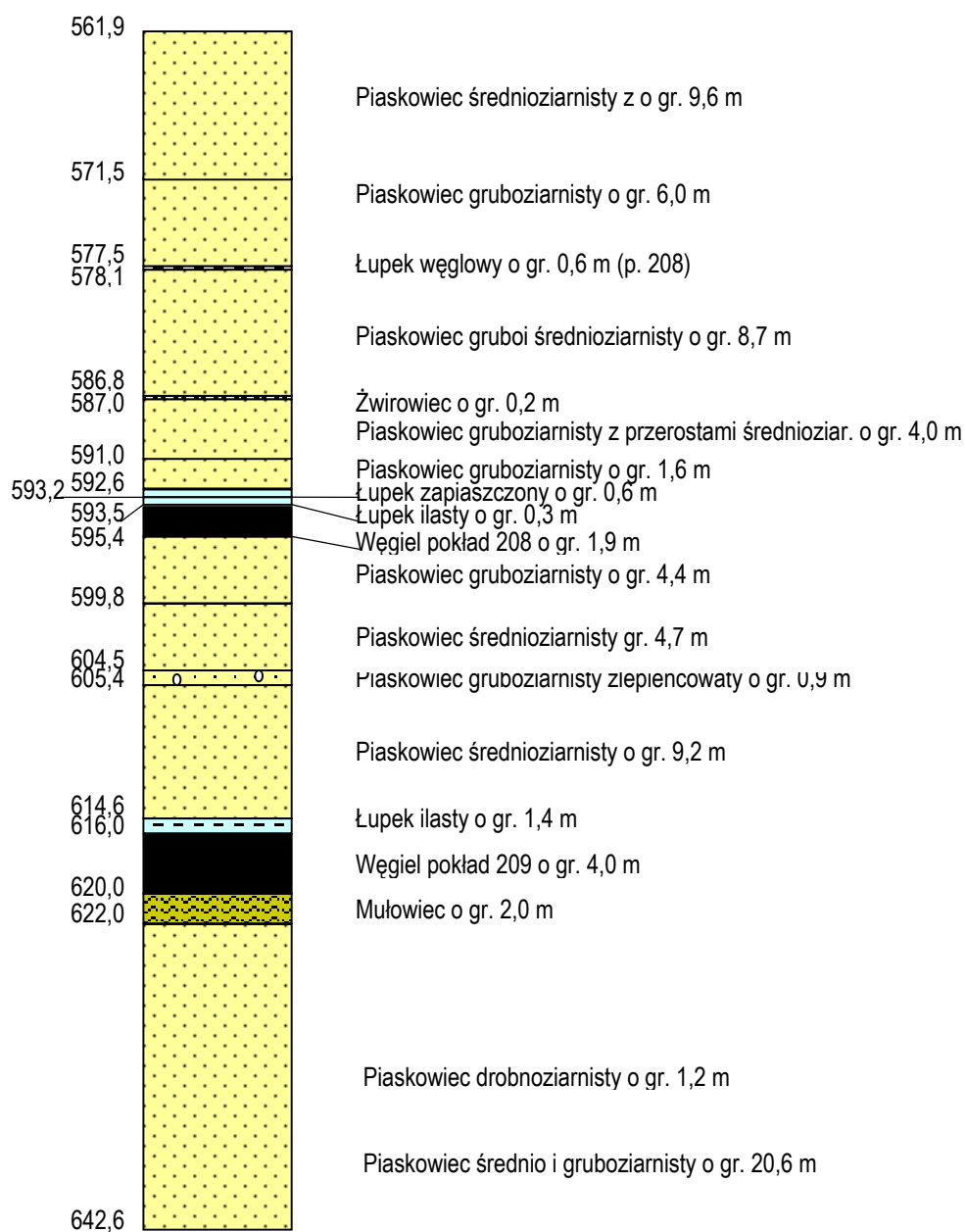


Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi
w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.



PROFIL OTWORU WIERTNICZEGO G - 5905 (1964)

Skala 1 : 500



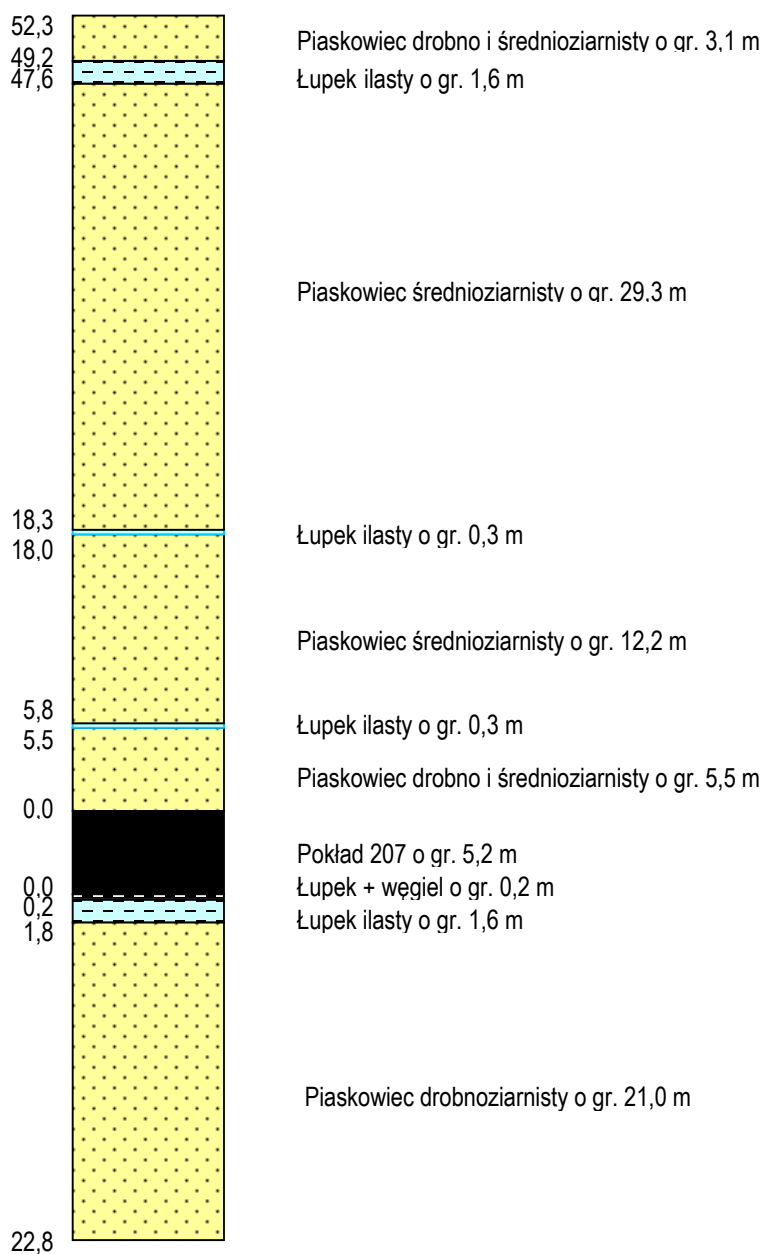
Rys.7.2. Profil otworu wiertniczego G - 5905 (1964)





PROFIL OTWORU WIERTNICZEGO G-907 dg (2003)

Skala 1 : 500



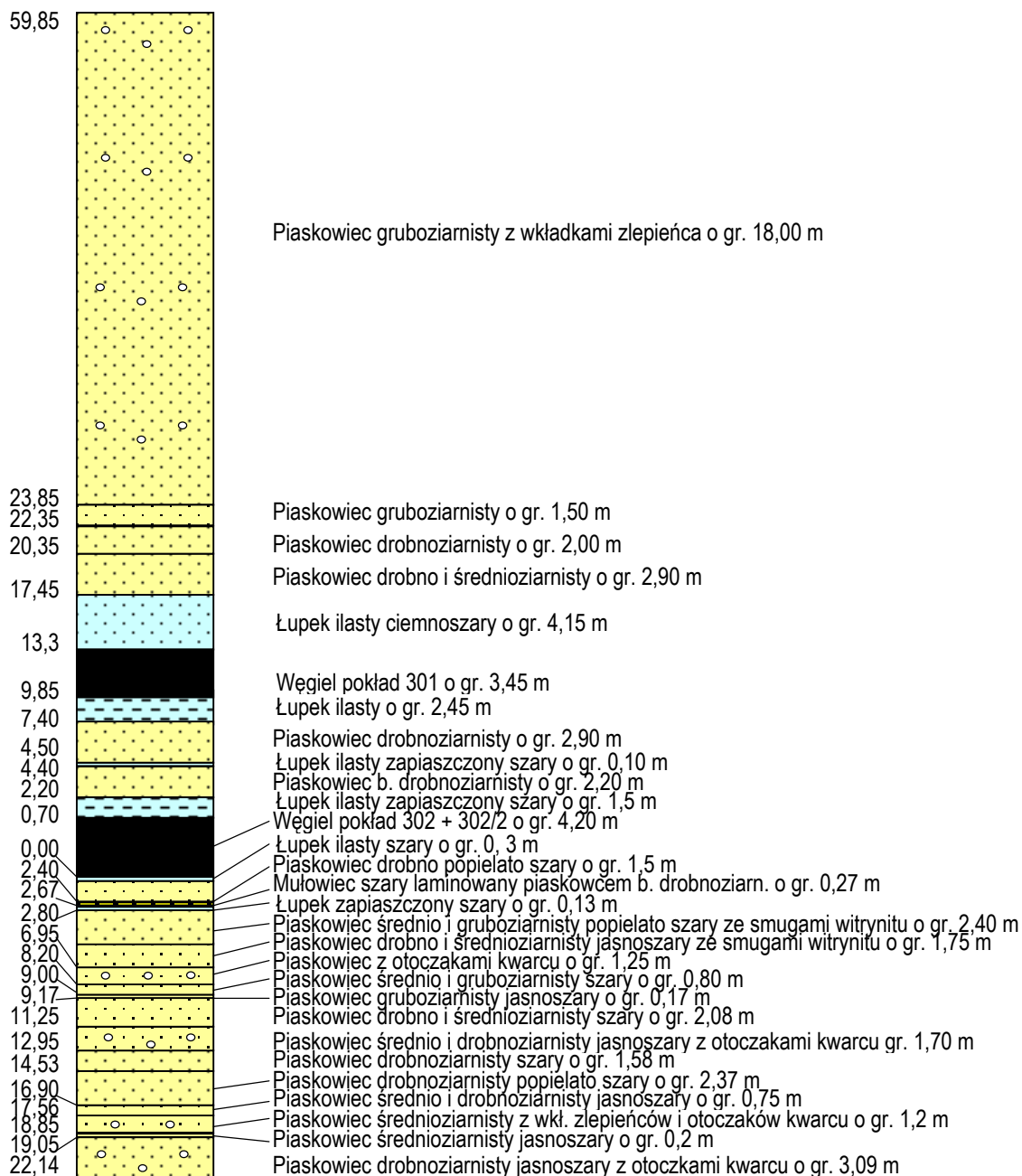
Rys.7.3. Profil otworu wiertniczego G-907 dg (2003)





PROFIL OTWORU WIERTNICZEGO G – Dzieńkowice 1dg (2003)

Skala 1 : 500



Rys.7.4. Profil otworu wiertniczego g – Dzieńkowice 1dg (2003)





7.3. Tektonika

Tektonikę omawianego obszaru ukształtowały ruchy górotwórcze hercyńskie, kime-ryjskie i alpejskie, powodując dezintegrację i wzajemne poprzesuwanie bloków sztywnego już górotworu. Na obszarze górniczym kopalni warstwy karbońskie zalegają na ogół monoklinalnie, nachylenia warstw w części wschodniej wynoszą $10 \div 15^\circ$, natomiast skrzydło zachodnie ma nachylenie $5 \div 8^\circ$. Głównymi elementami tektonicznymi są uskoki dzielące złożę na poszczególne partie tektoniczne. Przeważającym kierunkiem biegu uskoków jest linia północ-południe (z niewielkimi odchyleniami). Drugim kierunkiem biegu uskoków jest linia wschód - zachód.

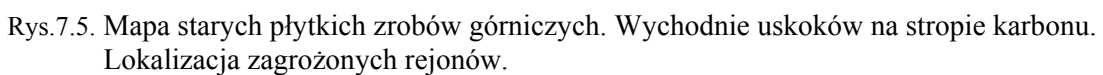
Do największych uskoków na obszarze górniczym kopalni należą:

- uskok Jan Kanty-Bory o zrzucie około $220 \div 240\text{m}$
- uskok Przemszański o zrzucie około $60 \div 200\text{m}$
- uskok Południowy o zrzucie około $20 \div 100\text{m}$
- uskok Sobieski o zrzucie około $5 \div 90\text{m}$
- uskok Baliński o zrzucie około $60 \div 120\text{m}$
- uskok Królewski o zrzucie około $40 \div 100\text{m}$
- uskok Wilkoszyński o zrzucie około $10 \div 45\text{m}$
- uskok Henryk o zrzucie około 40m

Na skutek przemieszczenia górotworu przez uskok Jan Kanty-Bory występują dwa rejon-y wychodni pokładów łaziskich usytuowane równolegle do biegu uskoku po jego wschodniej i zachodniej stronie. Z wychodniami tych pokładów wiąże się występowanie starego płytkiego kopalnictwa powodującego aktualnie zagrożenie powierzchni w postaci deformacji nieciągłych.

Przebieg uskoków zobrazowano na rys.7.5, gdzie na tle mapy starych płytek zrobów zaznaczono wychodnie uskoków na stropie karbonu.







8. DOKONANA I PROJEKTOWANA EKSPLOATACJA W BSZARZE GÓRNICZYM ZAKŁADU GÓRNICZO-ENERGETYCZNEGO SOBIESKI JAWORZNO III (ZG SOBIESKI)

Eksploatacja złóż węgla w obszarach górniczych Jaworzno I, Jaworzno II i Jeleń (dawniej KWK „Jaworzno”) prowadzona była już od drugiej połowy XIX w. Początkowo eksploatacja prowadzona była płytko na wychodniach pokładów, częściowo sposobem odkrywkowym. Skutki tej eksploatacji odczuwa się do dzisiaj w postaci powstających deformacji nieciągłych.

W okresie po II wojnie światowej nastąpił znaczny wzrost wydobywania, co spowodowało konieczność udostępnienia głębszych partii złoża poprzez budowę kolejnych poziomów wydobywczych: 250 m, 350 m, 385 m i 500 m. Zastosowanie do eksploatacji nowych wydajniejszych systemów ścianowych, umożliwiło eksploatację z zawałem stropu oraz z zastosowaniem podsadzki hydraulicznej kolejnych pokładów węgla. Prowadzono eksploatację górnictwem w pokładach: 203, 204, 206, 207, 207/2, 208, 208/2, 209, 210, 212, 214, 301, 302, 303, 304/2 i 318.

Eksploatacja pokładów na większej głębokości obejmowała swym zasięgiem również rejon występowania starych płytkich zrobów górniczych. Dokonana eksploatacja w rejonie występowania płytkiego kopalnictwa przedstawia się następująco:

- w skrzydle zrzuconym uskoku „Jan Kanty-Bory” w zachodniej części obszaru górniczego prowadzona była eksploatacja pokładów: 207, 208, 209, 210, 214, 301, 302, 304, 304/2 i 324 (począwszy od 1935r). W przeszłości eksploatacja prowadzona była systemami zabierkowymi i ubierkowymi z zawałem stropu i podsadzką hydrauliczną na mniejszych głębokościach. Eksploatacji dokonano w pokładach 207, 208, 209 i 210. Późniejsza eksploatacja prowadzona była na większych głębokościach systemami ścianowymi z podsadzką hydrauliczną i zawałem stropu.
- w skrzydle wiszącym uskoku „Jan Kanty-Bory”, we wschodniej części obszaru górniczego kopalni, eksploatacja prowadzona była już od 1876 roku w pokładach 203, 204, 206, 207, 207/2, 208, 208/2, 210 i 214 oraz w późniejszym okresie 301, 302 i 304. Płytką eksploatacja rozpoczęta została od wychodni pokładów łaziskich, a następnie kontynuowana metodą podziemną systemami zabierkowymi, komorowymi i szerokimi chodnikami generalnie z zawałem stropu. We wczesnym (po-





czątkowym) okresie eksploatacja prowadzona była również przy pomocy całej sieci płytkich szybików („bieda szybów”), co do których brak jest dokumentacji. Późniejsza eksploatacja na większych głębokościach, z kolejnych poziomów, prowadzona była systemami ścianowymi z podszadką hydrauliczną lub z zawałem stropu. Analizę zasięgu, dokonanej płytkiej i głębokiej eksploatacji, wykonano w oparciu o istniejące mapy pokładowe, profile otworów wiertniczych i szybów górniczych.

8.1. Zakres dokonanej starej płytkiej eksploatacji

Analizę zbiorczą zakresu dokonanej eksploatacji opracowano w oparciu o istniejące mapy pokładowe i zapisy dokumentacyjne.

Zasięg dokonanej płytkiej eksploatacji w poszczególnych pokładach przedstawiono również na sporządzonych mapach starych płytkich zrobów górniczych.

Mapę zbiorczą starych, płytkich zrobów górniczych pokazano na rys 8.1. oraz przykładowo na mapie pokładu 207, rys. 8.2.

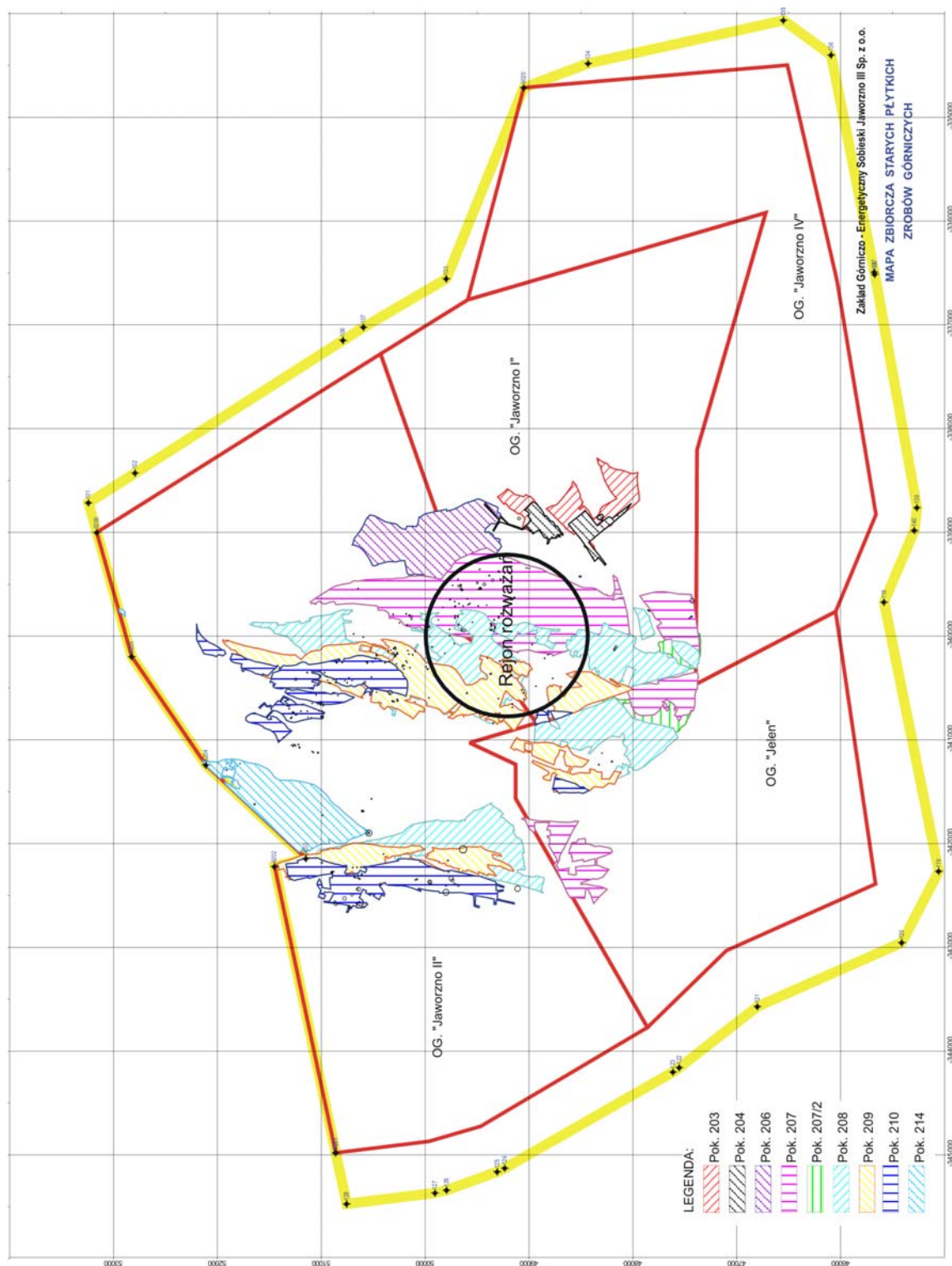
W wyniku dokonanej płytkiej i głębokiej eksploatacji do 1998 roku na powierzchni terenu obszaru górniczego wystąpiły deformacje. Opracowaną sumaryczną mapę osiadań powierzchni przedstawia rys.8.3. Zasięg wpływów obejmuje rejony dokonanej płytkiej eksploatacji.

Należy podkreślić, że aktualnie prowadzona eksploatacja, jak również projektowana do roku 2015, swymi wpływami obejmuje i obejmie w przyszłości częściowo teren występowania zrobów płytkiej eksploatacji z przeszłości.

Generalnie projektowana do 2015 roku eksploatacja głęboka obejmuje swoim zasięgiem wpływów wschodnie rejony obszaru górniczego ZGE Sobieski Jaworzno III (ZG Sobieski), ale jej wpływ na tereny występowania płytkiego kopalnictwa będzie istotnie ograniczony.

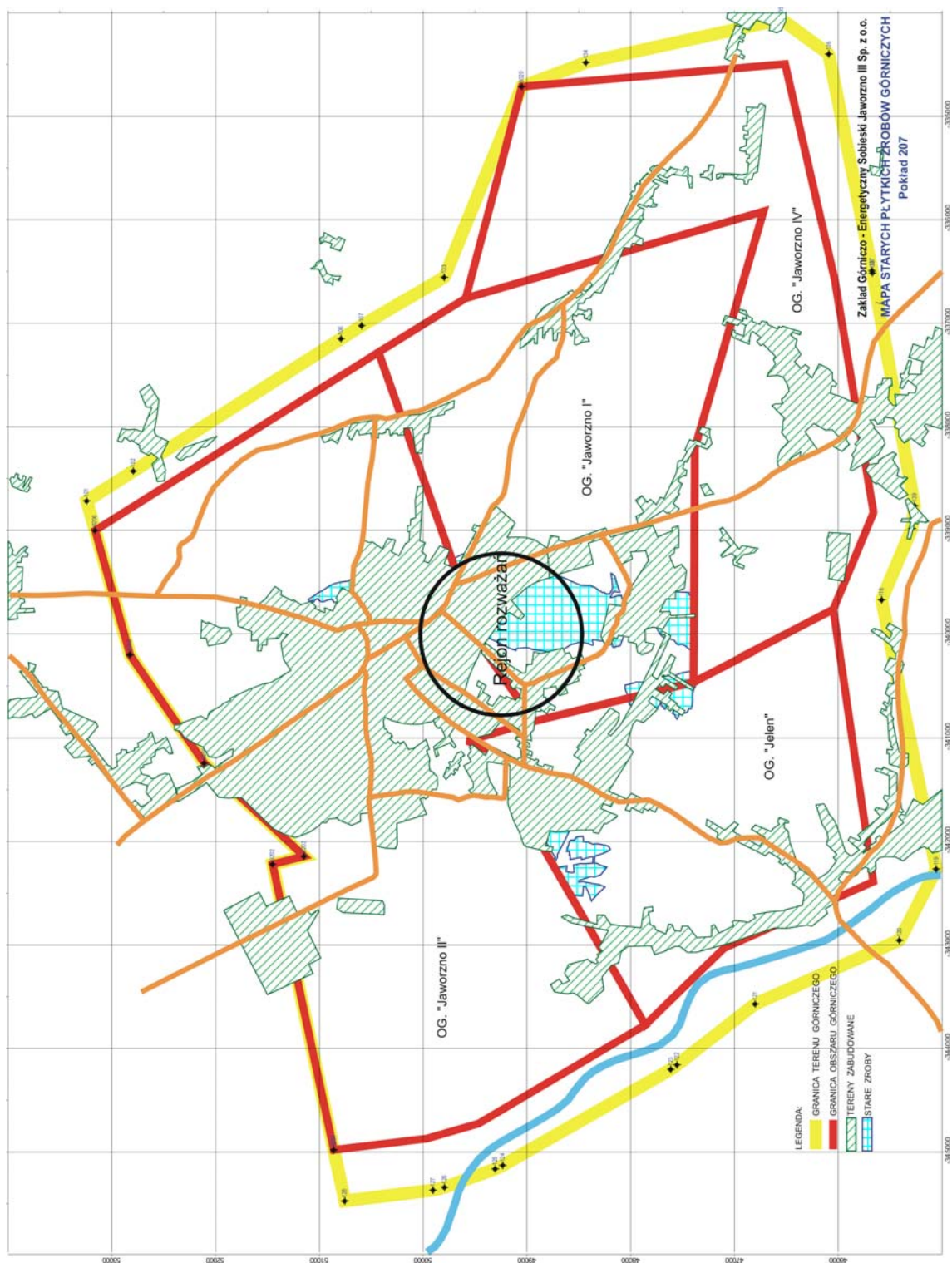
Opracowaną mapę zasięgu wpływów projektowanej eksploatacji przedstawia rys. 8.4.





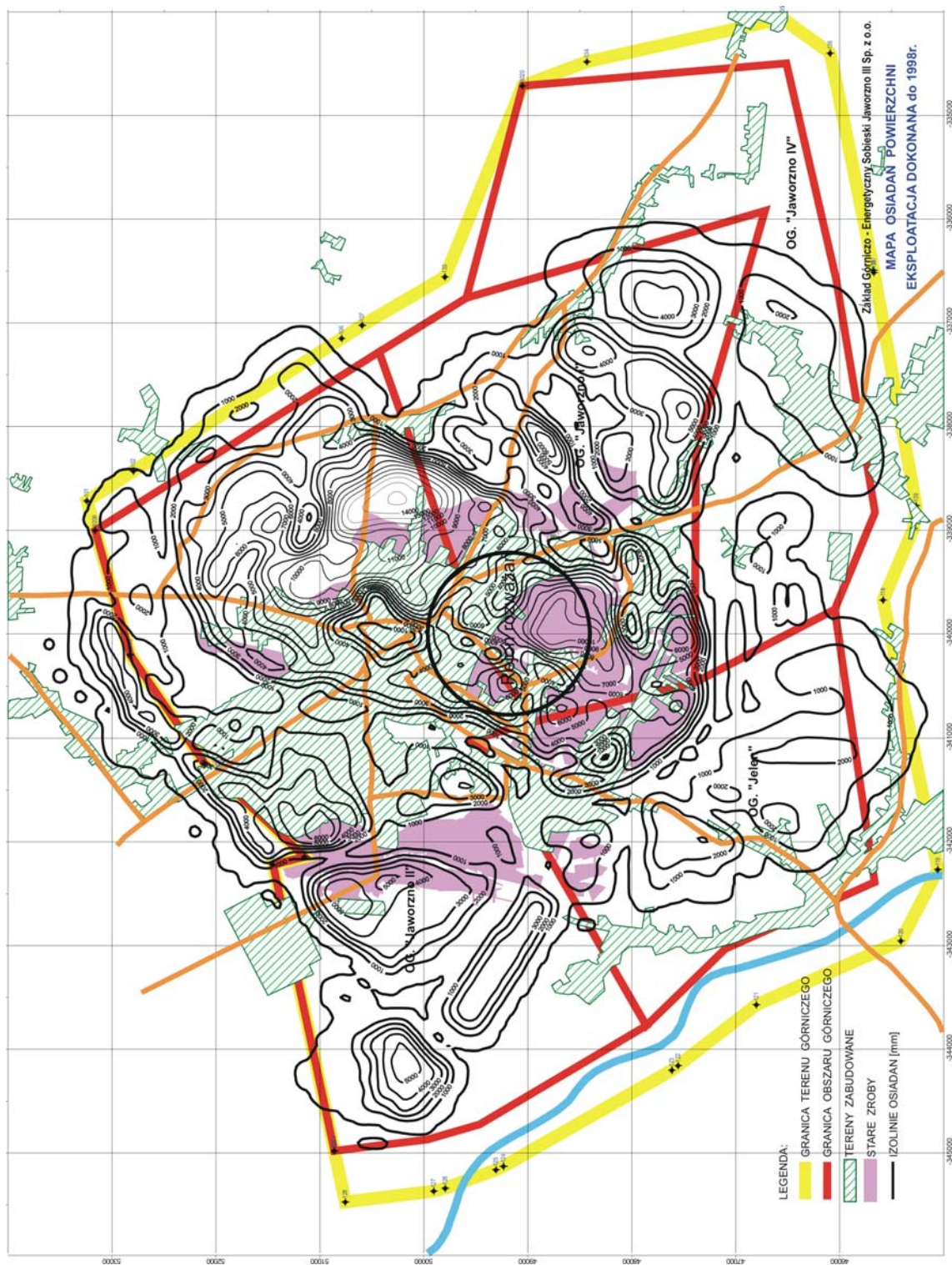
Rys.8.1. Mapa zbiorcza starych płytkich zrobów górniczych





Rys.8.2. Mapa starych płytkich zrobów górniczych. Pokład 207.

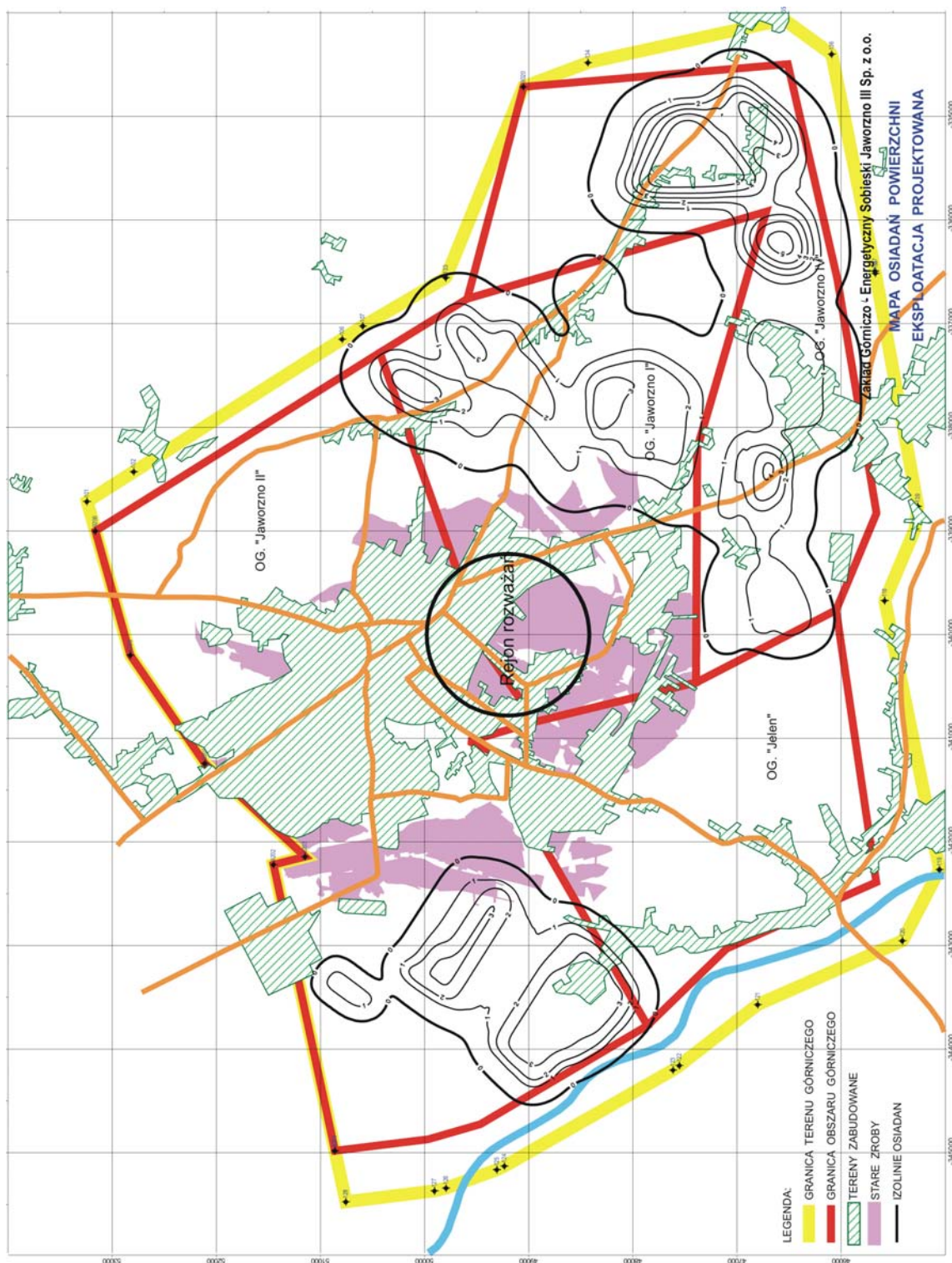




Rys.8.3. Mapa starych osiadań powierzchni. Eksploatacja dokonana do 1998 r

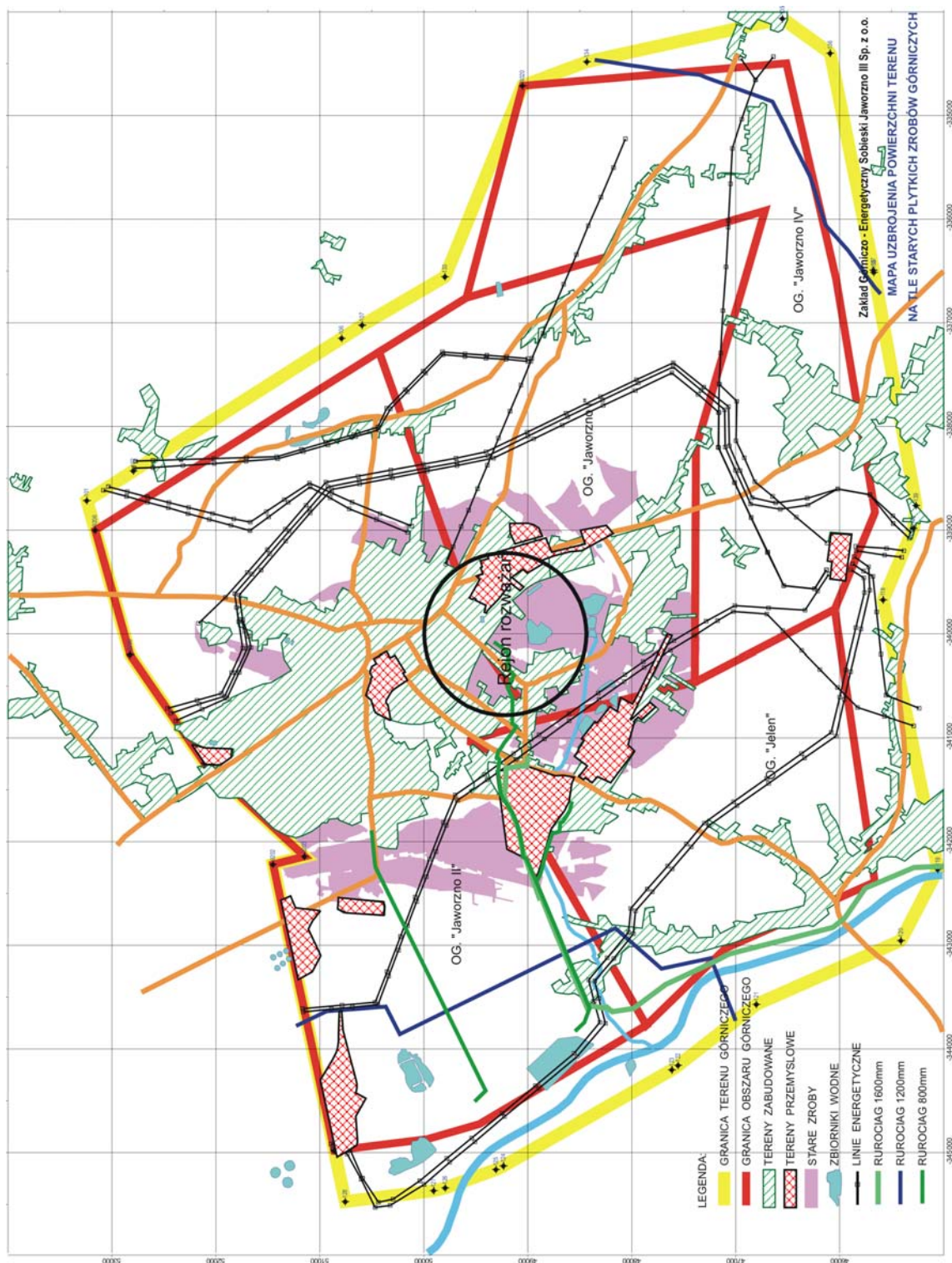


Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi
w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.



Rys.8.4. Mapa starych osiadań powierzchni. Eksplotacja projektowana.





Rys.8.5. Mapa uzbrojenia powierzchni terenu na tle starych płytkich zrobów górniczych.





Rejony występowania starego płytkiego kopalnictwa, na których istnieje zagrożenie deformacjami nieciągłymi są zróżnicowane pod względem zagospodarowania powierzchni.

Rejon pierwszy (I) - usytuowany w zachodniej części miasta Jaworzna jest stosunkowo słabo zagospodarowany. Występują tutaj pojedyncze obiekty budowlane, odcinki bocznic kolejowych do Elektrowni Jaworzno III, przebiegający wzdłuż ul. Martyniaków, rurociąg wody pitnej Ø500, linie energetyczne 110kV i 220kV. Generalnie teren jest zadrzewiony.

Rejon drugi (II) - intensywnie zagospodarowany w postaci zabudowy miejskiej, przemysłowej oraz uzbrojenia podziemnego. Zupełnie odmienny pod względem zagospodarowania powierzchni jak i występowania płytkiego kopalnictwa.

Uzbrojenie powierzchni terenu na tle mapy starych płytkich zrobów przedstawiono na rys. 8.5.

9. WYSTĘPOWANIE DEFORMACJI NIECIĄGŁYCH W REJONACH ZROBÓW STAREJ PŁYTKIEJ EKSPLOATACJI

W rejonach starej płytkiej eksploatacji występują na powierzchni terenu zjawiska deformacji nieciągłych w postaci lejów, zapadlisk i szczelin. Występowanie tych zjawisk stwarza na powierzchni zagrożenie dla obiektów kubaturowych, dróg, instalacji (energetycznych, gazowych, wodociagowych, kanalizacyjnych, telekomunikacyjnych itp.) i urządzeń technicznych, środków transportu oraz ludzi.

W byłej KWK „Jaworzno” prowadzono rejestr wszystkich deformacji nieciągłych, jakie występowały na terenie górniczym kopalni. W rejestrze tym podane są dane określające czas, miejsce i rodzaj występującej deformacji wraz z krótką charakterystyką, przypuszczalną przyczyną powstania i sposobem jej likwidacji. Wszystkie miejsca zdarzeń nanoszone były i są na odpowiednie mapy powierzchni.

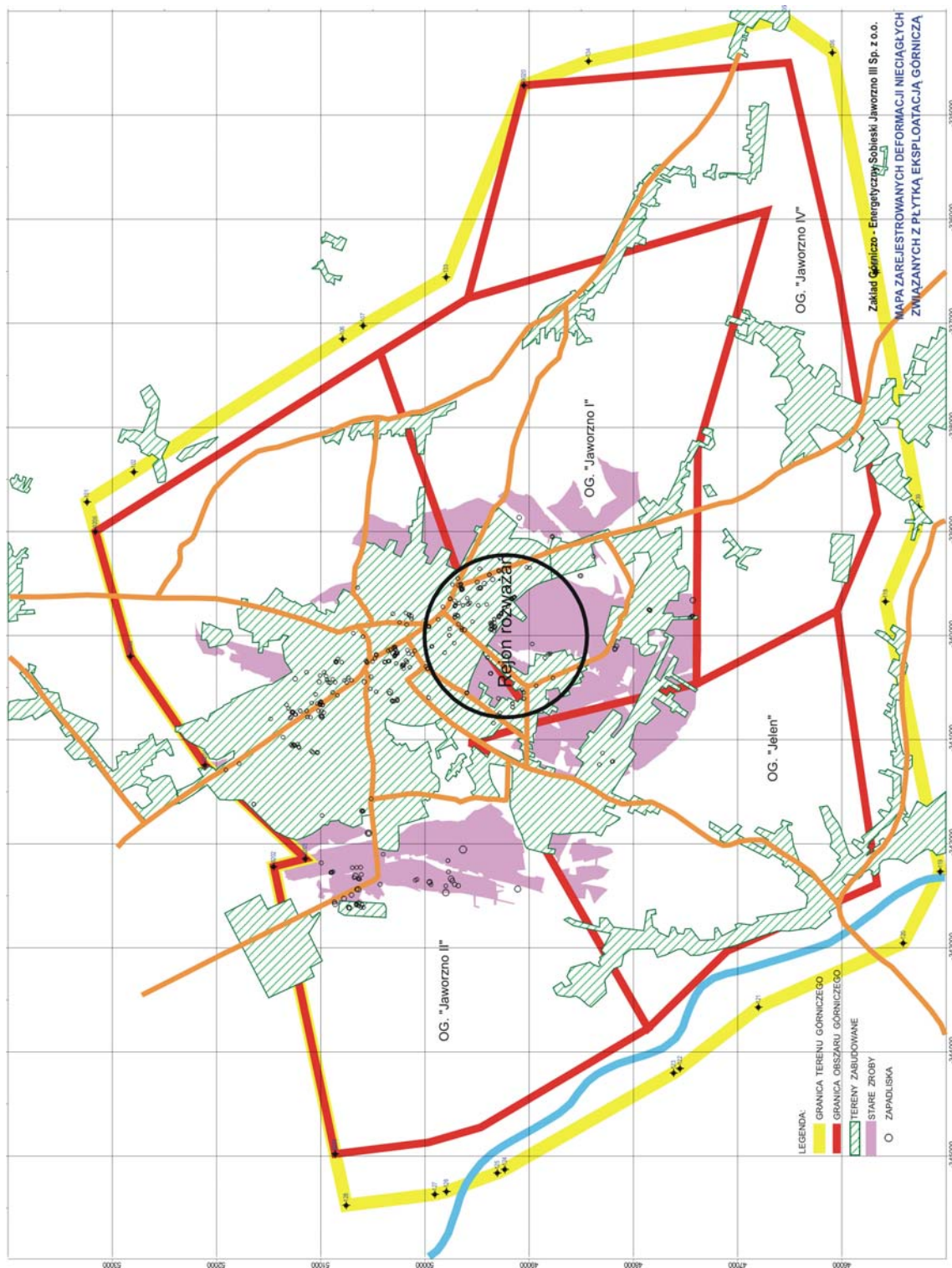
Na podstawie istniejących dokumentacji opracowano mapę zarejestrowanych deformacji nieciągłych związanych z płytką eksploatacją górnictw – rys.9.1.

Z przeprowadzonych analiz i obserwacji opisanych i zarejestrowanych deformacji nieciągłych, można stwierdzić, że występują one głównie w strefach, gdzie zlokalizowana jest duża ilość starych szybów, szybików, sztolni i upadowych łączących po-





wierzchnię ze starą płytką eksploatacją zawałową oraz w pobliżu występowania wychodni uskoku na stropie karbonu.



Rys. 9.1. Mapa zarejestrowanych deformacji nieciągłych związanych z płytką eksploatacją górnica.



*Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi
w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.*



Opracowane materiały dotyczące dokonanej i planowanej eksploatacji w rejonach starych zrobów płytkiego kopalnictwa, analiza warunków geologiczno-górnich i hydrogeologicznych oraz zarejestrowanych przypadków deformacji nieciągłych na powierzchni terenu wskazują, że na terenach pod którymi prowadzono wybieranie pokładów węgla na głębokości mniejszej od $60 \div 80$ m mogą występować zagrożenia związane z deformacjami nieciągłymi.

Dla obszarów przemysłowych pozostałych po zlikwidowanej KWK „Jaworzno” został opracowany „Plan zagospodarowania przestrzennego dla obszarów strategicznych oraz restrukturyzacji przemysłu w dzielnicy Śródmieście i Centrum miasta Jaworzna”.

Dla obszarów objętych koncesjami na eksploatację węgla kamiennego udzielonych dla ZGE Sobieski Jaworzno III został opracowany i przedstawiony do uzgodnień „Projekt miejscowego planu zagospodarowania przestrzennego terenu górniczego ZGE Sobieski Jaworzno III.

W obydwu opracowaniach tereny w rejonach starego, płytkiego kopalnictwa mają wielorakie przeznaczenie. Planuje się tam realizację budownictwa mieszkalno-usługowego dwu do czterech kondygnacji. Szczególnie na odzyskanych terenach po przemysłowych projektuje się budowę głównych dróg i ulic w miejscu dotychczasowych szlaków kolejowych, parkingów i garaży, odbudowę zakładów i punktów usługowych, urządzenie obszarów komunikacji samochodowej (dworce, przystanki, itp.).

W związku z tym, na etapie realizacji przewidzianych w planach zagospodarowania przestrzennego inwestycji, pierwszoplanową rolę będzie miało uzdatnienie tych terenów pod zabudowę i zagospodarowanie.

10. NUMERYCZNA ANALIZA MOŻLIWOŚCI UTRATY STATECZNOŚCI WYROBISK ZLOKALIZOWANYCH NA NIEWIELKIEJ GŁĘBOKOŚCI

Wystąpienie deformacji nieciągłych na powierzchni terenu zależy od szeregu czynników do których przede wszystkim zaliczyć należy [7; 8; 9; 37; 68; 99]:

- głębokość dokonanej płytkiej eksploatacji;
- budowa geologiczna górotworu;
- warunki hydrogeologiczne;





- charakterystyka stosowanych systemów wybierania ze szczególnym uwzględnieniem sposobów likwidacji zrobów;
- własności fizyko-mechaniczne skał stropowych i spągowych;
- grubość eksploatowanego pokładu;
- zakres dokonanej starej płytkiej eksploatacji;
- planowana aktualnie eksploatacja na dużych głębokościach;
- planowane zagospodarowanie powierzchni.

Z uwagi na istotne zróżnicowanie wymienionych czynników dla różnych kopalń, a często również w granicach jednego obszaru górniczego, wynikają trudności w ustaleniu zakresu i wielkości potencjalnych zagrożeń deformacjami nieciągłymi. W dalszej kolejności wpływa to na określenie przydatności terenu do planowanego rodzaju zagospodarowania.

Do chwili obecnej nie istnieje analityczne rozwiązanie problemu, które ujmowałoby wzajemne oddziaływanie tak wielkiej ilości czynników. Wobec tego, zaproponowano aby zostały wykorzystane możliwości jakie dają metody numeryczne [8; 11; 74; 98; 99].

Wszystkie obliczenia dla potrzeb niniejszej pracy doktorskiej przeprowadzano w Katedrze Geomechaniki, Budownictwa i Geotechniki Wydziału Górnictwa i Geoinżynierii AGH z zastosowaniem programów FLAC i FLAC 3D opartych o Metodę Różnic Skończonych (MRS) [8]. Dla oceny wskaźnika stateczności układu zastosowano metodę redukcji wytrzymałości na ścinanie [8,21,22].

W metodzie redukcji wytrzymałości na ścinanie zakłada się, że proces zniszczenia wywołany jest stopniowym obniżaniem parametrów wytrzymałościowych ośrodka. Metoda redukcji wytrzymałości na ścinanie (SSR) wskazuje przebieg powierzchni poślizgu w miejscu, w którym najwcześniej wystąpi stan równowagi naprężenia stycznego i wytrzymałości na ścinanie.

Przeprowadzanie analizy stateczności metodą redukcji wytrzymałości na ścinanie polega na swoistej symulacji, podczas której serią wskaźników stateczności F^{trial} przeprowadza się obniżenie kohezji c i kąta tarcia wewnętrznego φ , czyli parametrów wytrzymałościowych ośrodka. Można uznać, iż wskaźnik stateczności jest definiowany dla dwóch materiałów. Pierwszy to aktualny, rzeczywisty materiał, a drugi to materiał fik-





cyjny, dla którego układ traci stateczność. Obliczenia parametrów przeprowadzane są w następujący sposób [8; 21; 22; 23] :

$$c^{trial} = \frac{1}{F^{trial}} c$$
$$\varphi^{trial} = \arctan\left(\frac{1}{F^{trial}} \tan \varphi\right)$$

gdzie:

F^{trial} - wskaźnik stateczności układu,

c^{trial} - kohezja materiału, przy którym układ traci stateczność, c - kohezja materiału, MPa,

φ^{trial} - kąt tarcia wewnętrznego materiału, przy którym układ traci stateczność,

φ - kąt tarcia wewnętrznego materiału.

W obliczeniach zakłada się ośrodek sprężysto – idealnie – plastyczny, spełniający zmodyfikowany warunek plastyczności Coulomba - Mohra.

Bardzo istotnym zagadnieniem w prowadzonych obliczeniach jest prawidłowe oszacowanie wartości wskaźnika stateczności, którą uznaje się za bezpieczną. W górnictwie odkrywkowym węgla brunatnego za bezpieczną przyjmuje się wartość wskaźnika stateczności równą 1,3. Z kolei, przy projektowaniu dla nasypów drogowych i kolejowych, za bezpieczną uważa się wartość wskaźnika równą 1,5, a więc większą o 0,2. W obu wymienionych poprzednio przypadkach mamy do czynienia z materiałem o lepiej rozpoznanych własnościach, niż w przypadku starych wyrobisk zalegających na niewielkiej głębokości. Z tego też względu, przyjęto, że bezpieczna wartość wskaźnika bezpieczeństwa powinna być większa o kolejne 0,2 i wynosić około 1,7.

10.1. Model Coulomba – Mohra w programie FLAC

Podstawy teoretyczne Metody Różnic Skończonych (MRS) FLAC i FLAC 3D wraz z charakterystyką dostępnych modeli ośrodka przedstawione są w pracach [8; 21; 22; 23].

Z tego też względu, w pracy ograniczono się tylko do skrótowego przedstawienia modelu konstytutywnego ośrodka.

Model Coulomba-Mohra pozwala na uwzględnienie plastyczności górotworu, czyli nieliniowości jego charakterystyki naprężeniowo-odkształceniowej. Uwzględnianie plastyczności górotworu polega generalnie na przyjęciu założenia, że w obszarze ogra-





niczonym pewnymi powierzchniami górotwór zachowuje się liniowo sprężyste, a poza tym obszarem plastycznie. W programie MRS FLAC plastyczność opiera się na założeniu, że całkowity przyrost odkształcenia jest rozdzielany na przyrost odkształcenia sprężystego oraz przyrost odkształcenia plastycznego.

W procedurze numerycznej jako pierwszy jest obliczany przyrost odkształcenia wynikający z zastosowania prawa Hooke'a, a następnie na podstawie wartości odkształceń są określane naprężenia. Jeżeli otrzymane wartości naprężeń znajdują się poza powierzchnią graniczną (definiującą przyjęte kryterium wytrzymałościowe), to przyjmuje się, że zachodzą plastyczne deformacje. W takim wypadku tylko odkształcenia sprężyste uczestniczą w procedurze kolejnych obliczeń przyrostów naprężenia.

Interpretacja modelu C-M w programie MRS FLAC jest przedstawiona w postaci naprężeń głównych spełniających założenie że:

$$\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3$$

Odpowiadające naprężeniom głównym przyrosty odkształceń głównych $\Delta e_1, \Delta e_2, \Delta e_3$ są podzielone na odkształcenia sprężyste i plastyczne:

$$\Delta e_i = \Delta e_i^e + \Delta e_i^p \quad i = 1, 3$$

gdzie indeks górny „e” oznacza odkształcenia sprężyste, zaś indeks górny „p” oznacza odkształcenia plastyczne. W takim wypadku przyrosty naprężeń i odpowiadające im przyrosty odkształceń sprężystych, zgodnie z prawem Hooke'a przyjmują postać:

$$\Delta \sigma_1 = \alpha_1 \Delta e_1^e + \alpha_2 (\Delta e_2^e + \Delta e_3^e)$$

$$\Delta \sigma_2 = \alpha_1 \Delta e_2^e + \alpha_2 (\Delta e_1^e + \Delta e_3^e)$$

$$\Delta \sigma_3 = \alpha_1 \Delta e_3^e + \alpha_2 (\Delta e_1^e + \Delta e_2^e)$$

Zakładając, że $\sigma_1 \leq \sigma_2 \leq \sigma_3$, kryterium C-M można przedstawić w płaszczyźnie naprężeń głównych σ_1, σ_3 . Obwiednia zniszczenia składa się tutaj z dwóch odcinków $\overline{AB}$ oraz $\overline{BC}$.

Funkcja zniszczenia dla odcinka $\overline{AB}$ ma postać:

$$f^s = \sigma_1 - \sigma_3 N_\phi + 2c\sqrt{N_\phi} \quad (\text{zniszczenie przez ścinanie})$$

zaś dla odcinka $\overline{BC}$:





$$f^t = \sigma^t - \sigma_3 \quad (\text{zniszczenie przez rozciąganie})$$

gdzie:

ϕ - kąt tarcia wewnętrznego,

c - kohezja,

σ^t - wytrzymałość na jednoosiowe ścinanie.

$$N_\phi = \frac{1 + \sin \phi}{1 - \sin \phi}$$

Z powyższego widać, że pośrednie naprężenie główne nie ma wpływu na zniszczenie materiału. Dla materiału, który charakteryzuje się kątem tarcia wewnętrznego większym od zera wytrzymałość na rozciąganie nie może przekroczyć maksymalnej wartości równej:

$$\sigma_{\max}^t = \frac{c}{\operatorname{tg} \phi}.$$

Funkcja zniszczenia przez ścinanie odpowiadająca niestowarzyszonemu prawu płynięcia ma postać:

$$g^s = \sigma_1 - \sigma_3 N_\psi$$

gdzie:

ψ - kąt dylatacji,

$$N_\psi = \frac{1 + \sin \psi}{1 - \sin \psi}$$

Stowarzyszone prawo płynięcia dla zniszczenia przez rozciąganie jest określone na podstawie funkcji:

$$g^t = -\sigma_3$$

Na krawędzi funkcji płynięcia pomiędzy zniszczeniem przez ścinanie i przez rozciąganie zastosowana jest specjalna funkcja wyteżenia. Jest to pewna funkcja która jest reprezentowana poprzez prostą diagonalną pomiędzy funkcjami zniszczenia przez ścinanie f^s oraz zniszczenia przez rozciąganie f^t w płaszczyźnie naprężeń (σ_1, σ_3) :

$$h = \sigma_3 - \sigma^t + \alpha^P (\sigma_1 - \sigma^P)$$

gdzie α^P oraz σ^P są stałymi zdefiniowanymi poniżej:

$$\alpha^P = \sqrt{1 + N_\phi^2} + N_\phi$$

$$\sigma^P = \sigma^t N_\phi - 2c\sqrt{N_\phi}$$





Rozważmy najpierw zniszczenie przez ścinanie. Prawo plastycznego płynięcia ma postać:

$$\Delta e_i^p = \lambda^s \frac{\partial g^s}{\partial \sigma_i} \quad i = 1, 3$$

gdzie λ^s jest nieznanym parametrem. Po zróżniczkowaniu powyższego równania otrzymujemy:

$$\Delta e_1^p = \lambda^s$$

$$\Delta e_2^p = 0$$

$$\Delta e_3^p = \lambda^s N_\psi$$

W takim wypadku równania konstytutywne z uwzględnieniem odkształceń plastycznych będą miały postać:

$$\Delta \sigma_1 = \alpha_1 \Delta e_1 + \alpha_2 (\Delta e_2 + \Delta e_3) - \lambda^s (\alpha_1 - \alpha_2 N_\psi)$$

$$\Delta \sigma_2 = \alpha_1 \Delta e_2 + \alpha_2 (\Delta e_1 + \Delta e_3) - \lambda^s \alpha_2 (1 - N_\psi)$$

$$\Delta \sigma_3 = \alpha_1 \Delta e_3 + \alpha_2 (\Delta e_1 + \Delta e_2) - \lambda^s (-\alpha_1 N_\psi + \alpha_2)$$

Zakładając, że „nowe” wartości naprężeń są oznaczone górnym indeksem N , a „stare” górnym indeksem O . W takim wypadku możemy napisać:

$$\sigma_i^N = \sigma_i^O + \Delta \sigma_i \quad i = 1, 3$$

Dla trzech naprężeń głównych ($\Delta \sigma_i, i = 1, 3$) można powyższe równanie zapisać w postaci:

$$\sigma_1^N = \sigma_1^I - \lambda^s (\alpha_1 - \alpha_2 N_\psi)$$

$$\sigma_2^N = \sigma_2^I - \lambda^s \alpha_2 (1 - N_\psi)$$

$$\sigma_3^N = \sigma_3^I - \lambda^s (-\alpha_1 N_\psi + \alpha_2)$$

gdzie górny indeks I reprezentuje „odgadniętą wartość” otrzymaną poprzez dodanie przyrostów naprężeń sprężystych do „starych” naprężeń przy zastosowaniu całkowitego przyrostu odkształceń.

$$\sigma_1^I = \sigma_1^O + \alpha_1 \Delta e_1 + \alpha_2 (\Delta e_2 + \Delta e_3)$$

$$\sigma_2^I = \sigma_2^O + \alpha_1 \Delta e_2 + \alpha_2 (\Delta e_1 + \Delta e_3)$$

$$\sigma_3^I = \sigma_3^O + \alpha_1 \Delta e_3 + \alpha_2 (\Delta e_1 + \Delta e_2)$$



Parametr λ^s jest określany na podstawie założenia, że „nowy” punkt określający stan naprężenia musi być zlokalizowany na powierzchni ścinania. Podstawienie σ_1^N oraz σ_3^N za σ_1 i σ_3 w funkcji $f^s = 0$ daje, po pewnych przekształceniach:

$$\lambda^s = \frac{f^s(\sigma_1^I, \sigma_3^I)}{(\alpha_1 - \alpha_2 N_\psi) - (\alpha_2 - \alpha_1 N_\psi) N_\phi}$$

Dla przypadku zniszczenia przez rozciąganie prawo plastycznego płynięcia ma postać:

$$\Delta e_i^p = \lambda^t \frac{\partial g^t}{\partial \sigma_i} \quad i = 1, 3$$

gdzie λ^s jest nieznanym parametrem. Po zróżniczkowaniu powyższego równania otrzymujemy:

$$\Delta e_1^p = 0$$

$$\Delta e_2^p = 0$$

$$\Delta e_3^p = -\lambda^t$$

Powtarzając podobne do powyższego rozumowanie otrzymujemy:

$$\sigma_1^N = \sigma_1^I + \lambda^t \alpha_2$$

$$\sigma_2^N = \sigma_2^I + \lambda^t \alpha_2$$

$$\sigma_3^N = \sigma_3^I + \lambda^t \alpha_2 \quad \text{oraz:}$$

$$\lambda^t = \frac{f^t(\sigma_3^I)}{\alpha_1}$$

Wzory te pozwalają na określenie wartości składowych stanu naprężenia w każdym kroku obliczeniowym. Znając wartości naprężeń można obliczyć składowe stanu przemieszczenia w każdym węźle siatki oraz określić stan wyężenia materiału, na podstawie przyjętych wartości parametrów wytrzymałościowych.

10.2. Analiza wyników obliczeń numerycznych dla płaskiego stanu odkształcenia

Model numeryczny stanowiła prostokątna tarcza utwierdzona u dołu i po bokach, obciążona ciężarem własnym, wynikającym z grawitacji. Problem rozpatrzono w płaskim stanie odkształcenia. Na dolnej krawędzi tarczy oraz na obu bocznych przyjęto warunki przemieszczeniowe. Rozpatrywano ośrodek uwarstwiony zachowujący się zgodnie z modelem sprężysto-plastycznym Coulomba-Mohra.

Przyjęto, że od powierzchni terenu zalega warstwa piasków luźnych o miąższości



*Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi
w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.*



2,0 m, dalej warstwa piasków średnio zagęszczonych o grubości 7 m oraz warstwa pylastych ilów brunatnych o miąższości 3 m. Bezpośrednio pod warstwą ilów zalega warstwa spękanego piaskowca o miąższości 3 m i dalej gruba warstwa piaskowca zwięzłego.

Podstawowe parametry odkształceniowe i wytrzymałościowe warstw przyjęte do obliczeń zamieszczono w tabeli 10.1.

Parametr				Wartość	
Wymiary tarczy				150 m x 150 m	
Warunki brzegowe				mieszane	
Model ośrodka				sprężysto-plastyczny C-M	
Parametry górotworu					
Warstwa	Gęstość objętościowa. kg/m ³	Moduł Younga, MPa	Liczba Poissona	Kohezja kPa	Kąt tarcia wewn., stopnie
Piaski luźne (nasyp)	1650	30	0.3	0	30
Piaski średniozagęszczone	2010	56	0.3	0	35
Pylaste iły brunatne	2000	20	0.3	56	15
Piaskowiec spękany	2300	200	0.3	35	25
Piaskowiec zwięzły	2400	1000	0.25	100	30
Węgiel	1500	2000	0.25	500	26
Zawał	1700	100	0.3	30	30

Tabela 10.1. Podstawowe parametry modelu obliczeniowego

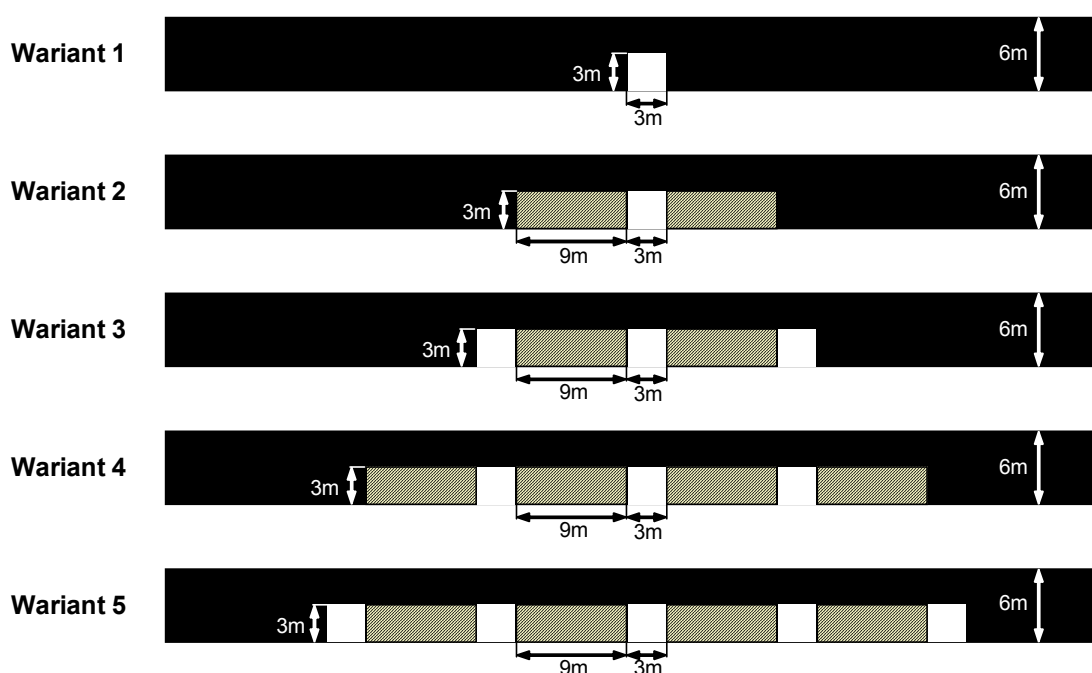
Dla tak przyjętych danych wykonano kilkadziesiąt obliczeń numerycznych. Rozpatrzono 13 modeli numerycznych. W każdym z nich zmieniano głębokość lokalizacji pokładu węgla. Założono, że pokład węgla posiadający miąższość 6 m znajduje się na głębokości:

- 10 m dla **modelu 1**,
- 20 m dla **modelu 2**,
- 30 m dla **modelu 3**,
- 40 m dla **modelu 4**,
- 50 m dla **modelu 5**,
- 60 m dla **modelu 6**,
- 70 m dla **modelu 7**,
- 80 m dla **modelu 8**,
- 90 m dla **modelu 9**,
- 100 m dla **modelu 10**,
- 110 m dla **modelu 11**,



- 120 m dla **modelu 12**,
- 130 m dla **modelu 13**.

Analiza sposobu eksploatacji pokładu 207 na przełomie XIX i XX wieku wskazuje, że była ona prowadzona systemem zabierkowo – chodnikowym. Zdecydowano się rozpatrzyć pięć różnych wariantów umiejscowienia wyrobisk (rys.10.1). W wariantcie 1 założono, że w dolnej warstwie pokładu węgla zlokalizowany jest chodnik o wysokości 3 m i szerokości 3 m. W wariantcie 2 założono, że pojedynczy chodnik jest z dwóch stron otoczony zrobami zawałowymi o wysokości 3 m i szerokości 9 m. Warianty 3, 4 i 5 są oparte na stopniowym poszerzaniu schematów omówionych w wariantach 1 i 2, a ich szczegółowa geometria jest przedstawiona na rys. 10.1.



Rys.10.1. Pięć wariantów eksploatacji rozpatrywanych dla każdego modelu

Wyniki obliczeń numerycznych otrzymano w postaci map odkształceń postaciowych analizowanego układu z zaznaczoną wartością wskaźnika bezpieczeństwa. Rozkład odkształceń postaciowych w rozpatrywanym modelu jest pewnym odzwierciedleniem sposobu utraty stateczności górotworu w otoczeniu wyrobisk. Ze względu na ograniczoną objętość pracy poniżej zamieszczono i omówiono tylko wybrane mapy.

Przykładowo pokazano tutaj wyniki obliczeń dla wariantów 1-5 dla **modelu 2** (pokład węgla na głębokości 20 m). Na rys. 10.2 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1. Wskaźnik stateczności jest równy 4,1, co sugeruje stosunkowo dużą pewność utrzymania stateczności układu. Jednakże,





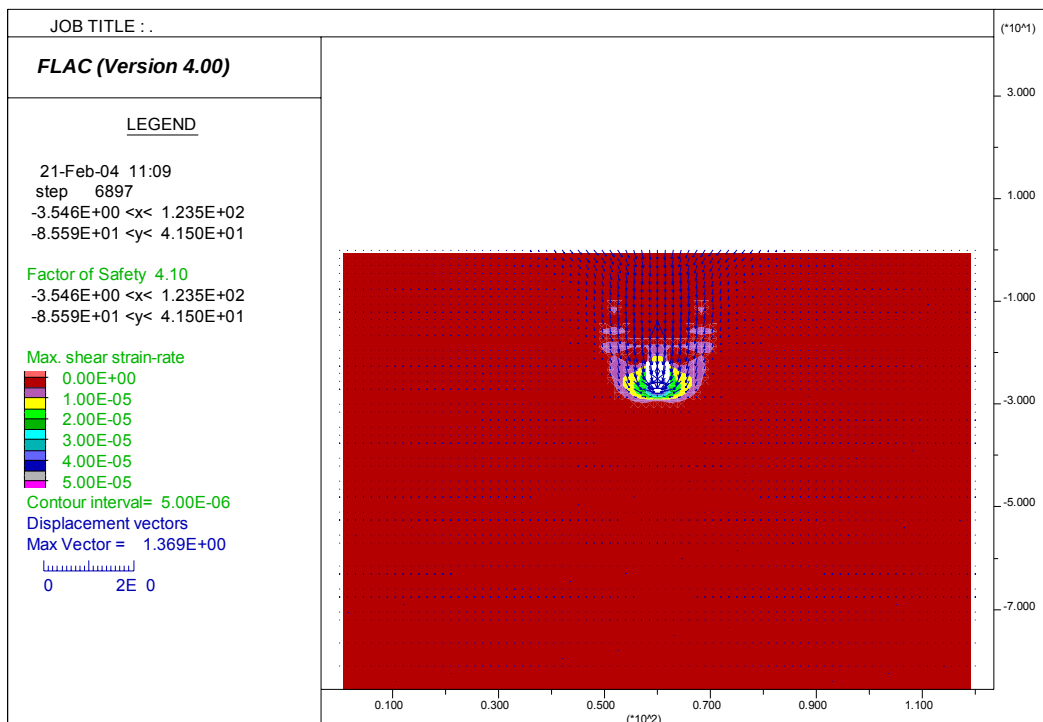
w przypadku utraty jego stateczności wystąpią deformacje nieciągłe sięgające powierzchni terenu. Podobna sytuacja jest pokazana na rys. 10.3 dla wariantu 2. Tutaj jednakże wskaźnik stateczności jest znacznie mniejszy i wynosi 2,12. Zgodnie z przyjętym kryterium, sytuację tą należy zaliczyć do stosunkowo bezpiecznych. Na rys. 10.4 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3. Wskaźnik stateczności jest równy 1,58 i prawdopodobieństwo utraty stateczności układu i wystąpienia deformacji nieciągłych powierzchni jest znacznie większe niż w poprzednich wariantach. Dla kolejnych wariantów 4 i 5 wskaźnik stateczności dalej się obniża i dla wariantu 4 (rys. 10.5) przyjmuje wartość 1,5, zaś dla wariantu 5 (rys. 10.6) wartość 1,45.

Można więc stwierdzić, że w miarę wzrostu ilości wyrobisk korytarzowych oraz objętości stref zawału w ich otoczeniu maleją wartości wskaźników stateczności oraz rośnie prawdopodobieństwo wystąpienia deformacji nieciągłych wewnątrz ośrodka oraz na powierzchni terenu.

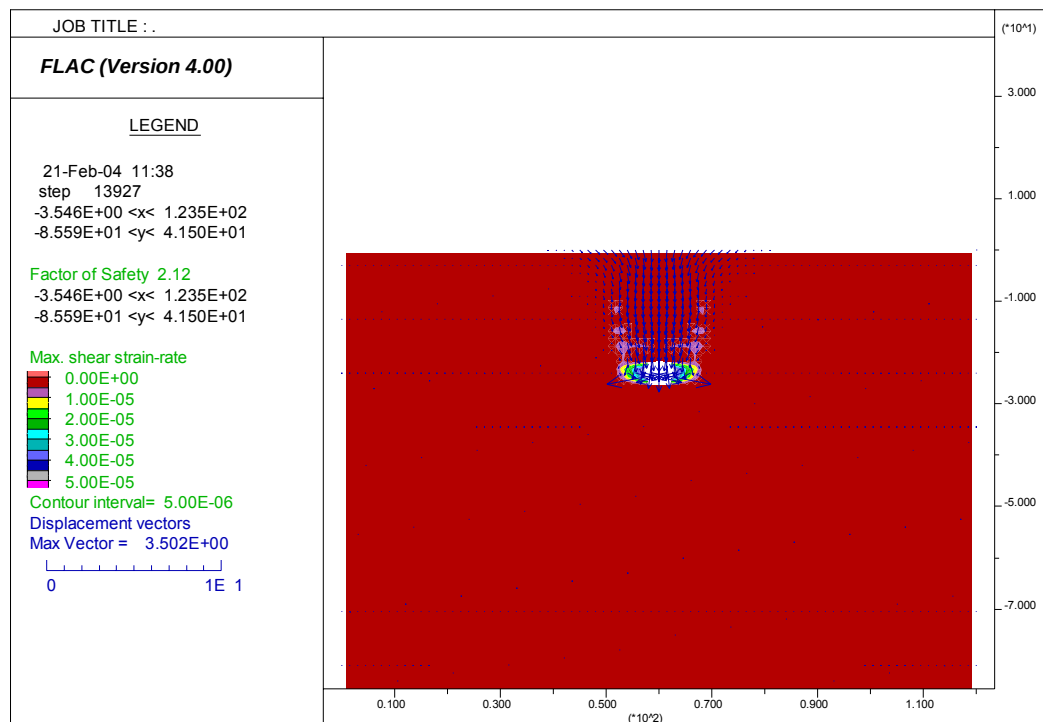
Na rys. 10.7 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 7. Wskaźnik stateczności jest równy 2,74, co sugeruje sytuację bezpieczną. Warto jednak zauważyć, że w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe tym wywołane sięgają aż do powierzchni terenu. Na rys. 10.8 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 8. Wskaźnik stateczności jest nieco niższy i przyjmuje wartość 2,56. Warto jednak zauważyć, że w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe tym wywołane występują tylko w bezpośrednim otoczeniu wyrobiska. Oznacza to, że nawet w przypadku utraty stateczności, wyrobisko ulegnie samopodsadzeniu zniszczonym materiałem skalnym.

Należy tutaj także zwrócić uwagę na fakt, że przy analizie stateczności wyrobiska, trzeba wziąć pod uwagę zarówno sposób w jaki ono traci stateczność jak i wartość wskaźnika stateczności. Przy różnych układach wyrobisk może się zdarzyć sytuacja gdy dwa układy mają taki sam wskaźnik stateczności, ale jeden z nich może generować deformacje nieciągłe, a drugi ulega samopodsadzeniu.



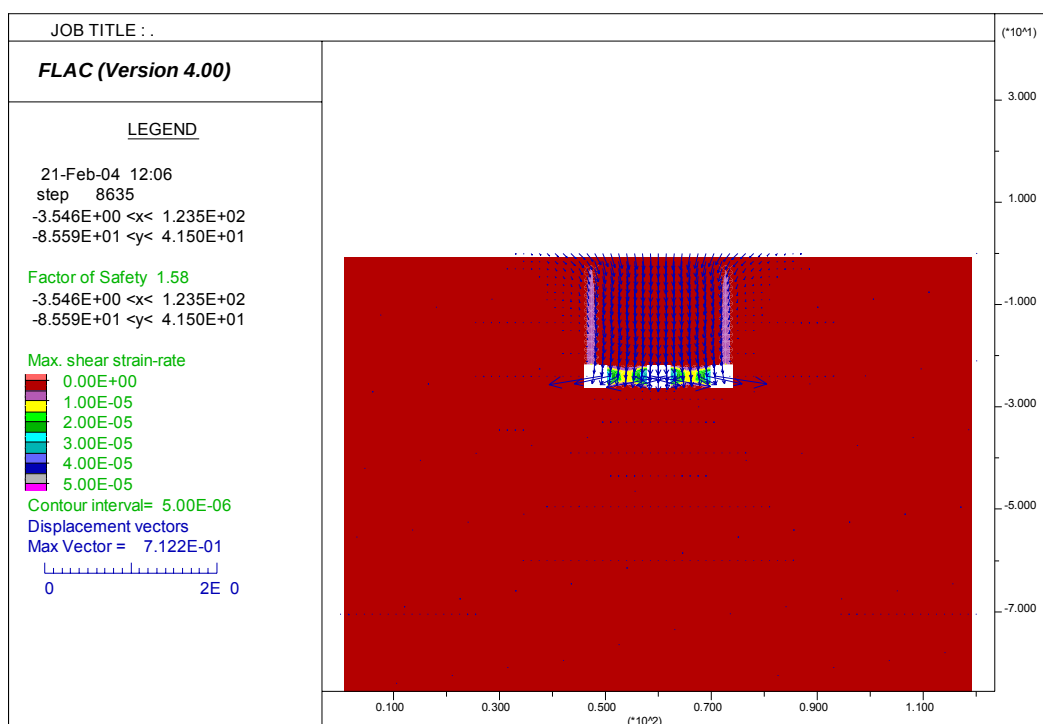


Rys. 10.2. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 2

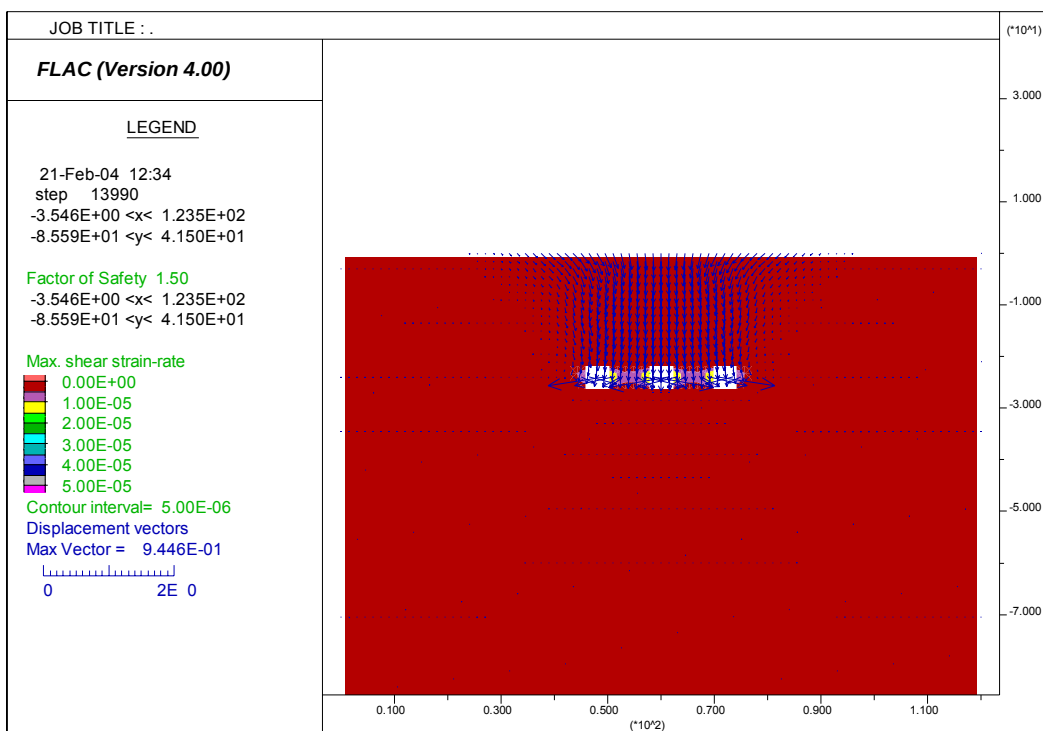


Rys. 10.3. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 2



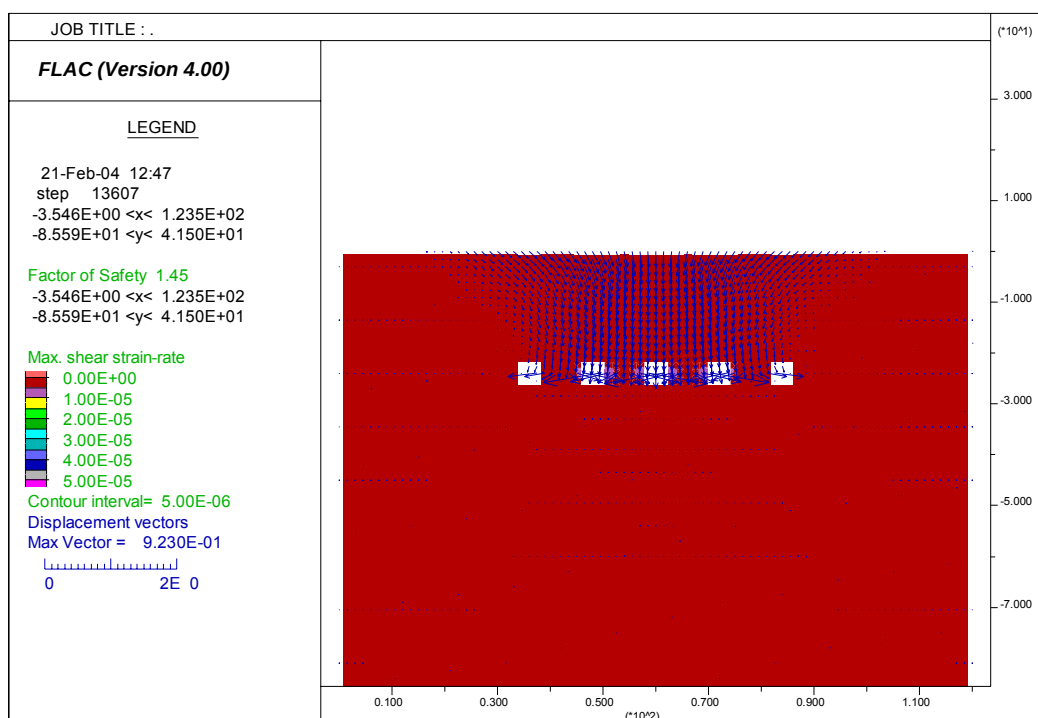


Rys. 10.4. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 2

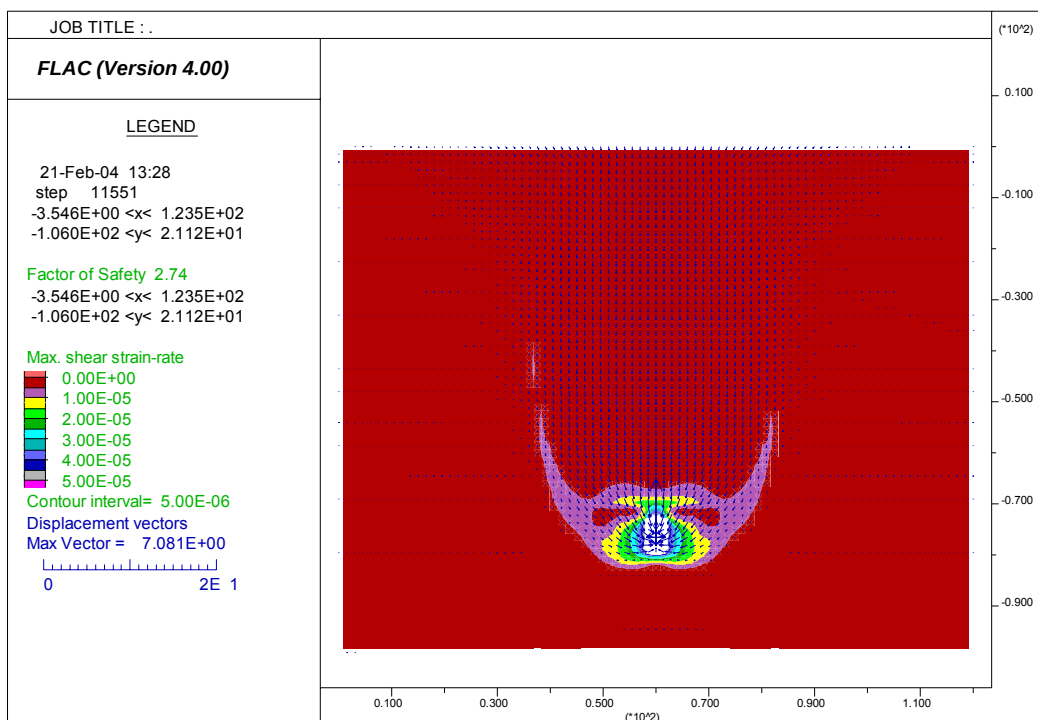


Rys. 10.5. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 4 modelu 2



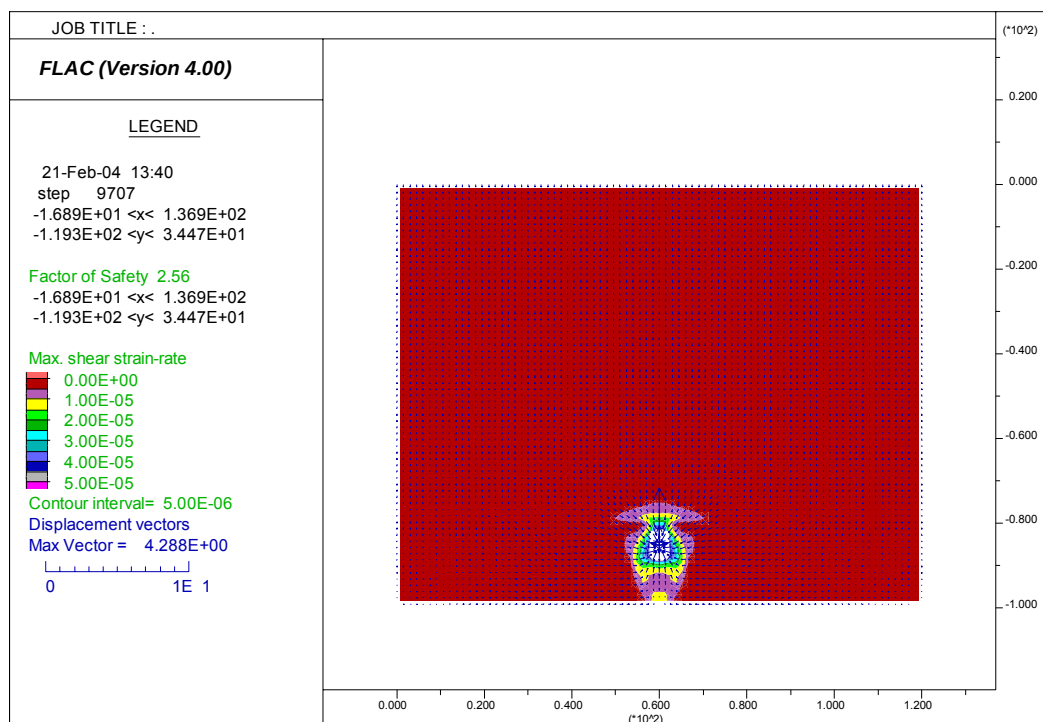


Rys. 10.6. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 5 modelu 2



Rys. 10.7. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 7





Rys. 10.8. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 8

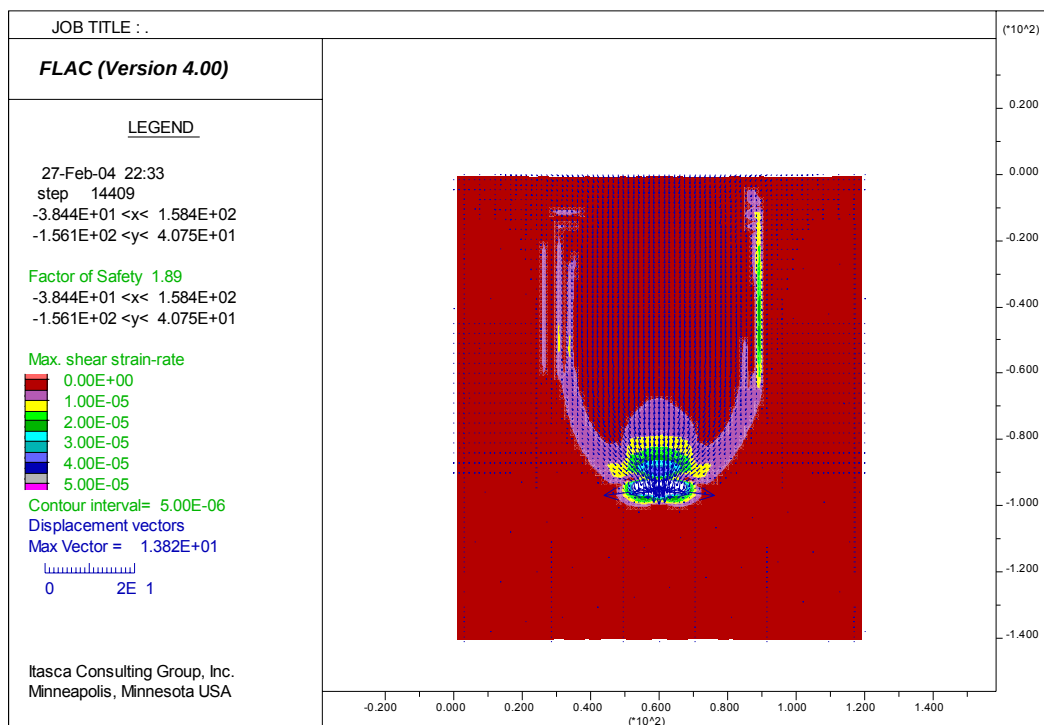
Na rys. 10.9 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 9. Wskaźnik stateczności jest równy 1,89, co oznacza że w przypadku utraty stateczności układu deformacje nieciągłe tym wywołane mogą sięgać aż do powierzchni terenu. Na rys. 10.10 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 10. Wskaźnik stateczności jest tutaj nieco niższy i równy 1,86, ale w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe tym wywołane występują tylko w bezpośrednim otoczeniu wyrobiska. Czyli, podobnie jak dla wariantu 1, przy osiągnięciu pewnej głębokości, nawet w przypadku utraty stateczności, wyrobisko ulegnie samopodsadzeniu zniszczonym materiałem skalnym.

Na rys. 10.11 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 10. Wskaźnik stateczności jest równy 1,48, co oznacza duże prawdopodobieństwo wystąpienia utraty stateczności układu, zaś deformacje nieciągłe tym wywołane będą sięgać aż do powierzchni terenu. Wariant 3 modelu 11 (rys. 10.12) wykazuje nieco niższy wskaźnik – 1,47 - ale w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe występują tylko w bezpośrednim otoczeniu układu. Można więc

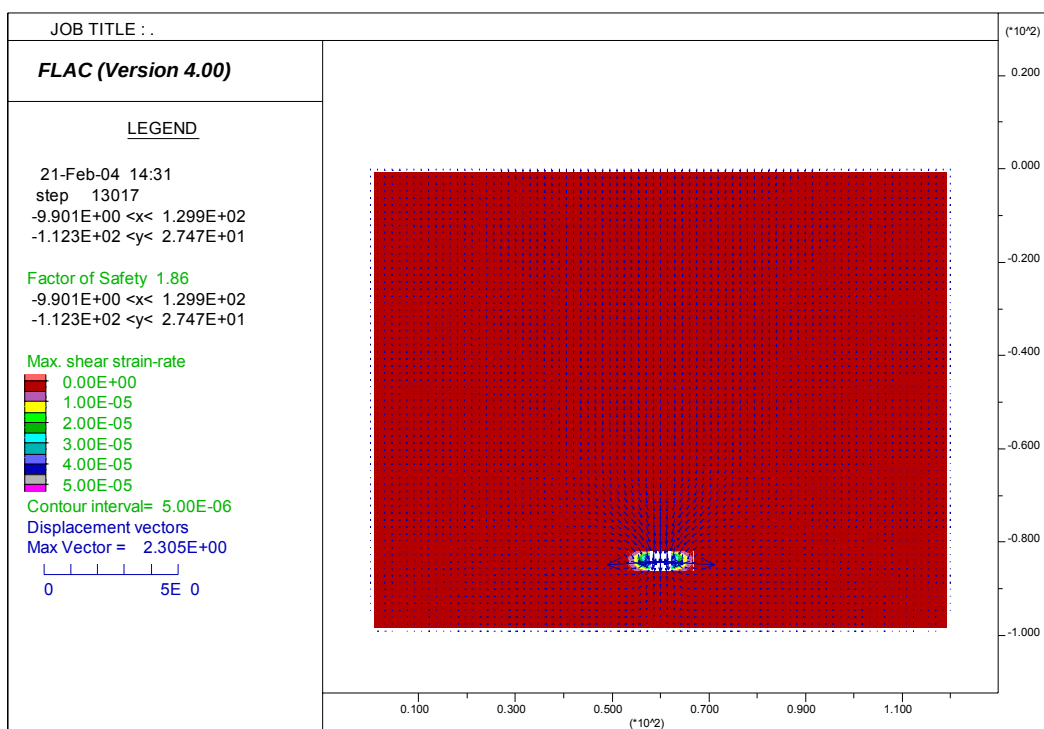




stwierdzić, że w nawet w przypadku utraty stateczności układu nastąpi jego samopodsadzenie.

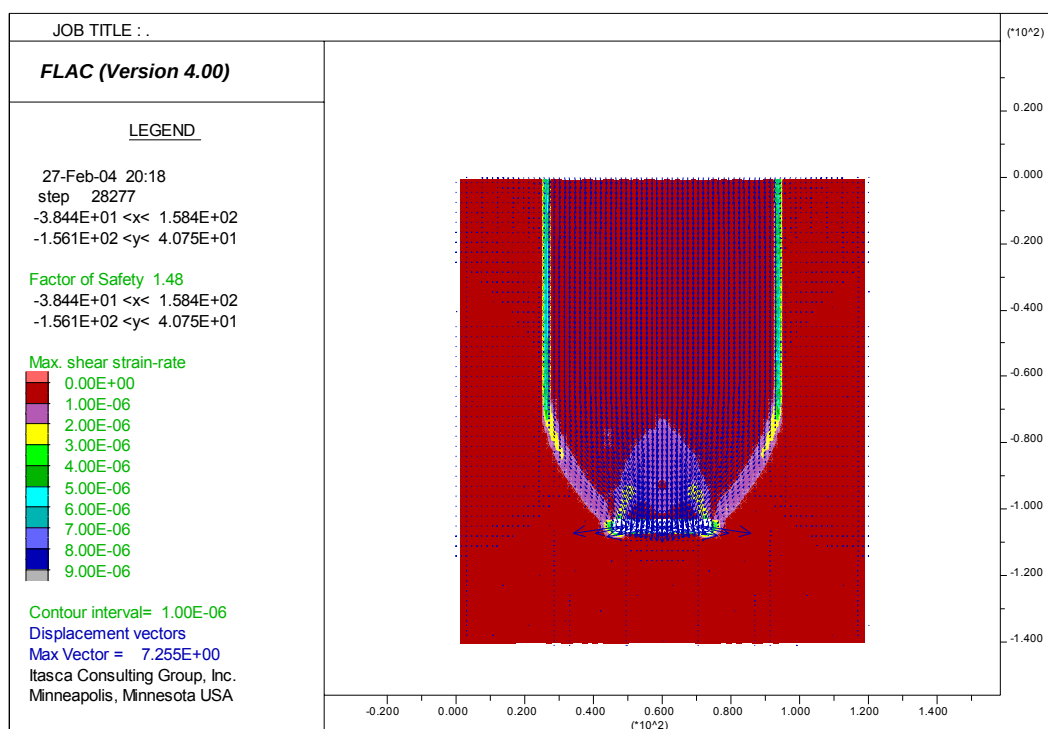


Rys. 10.9. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 9

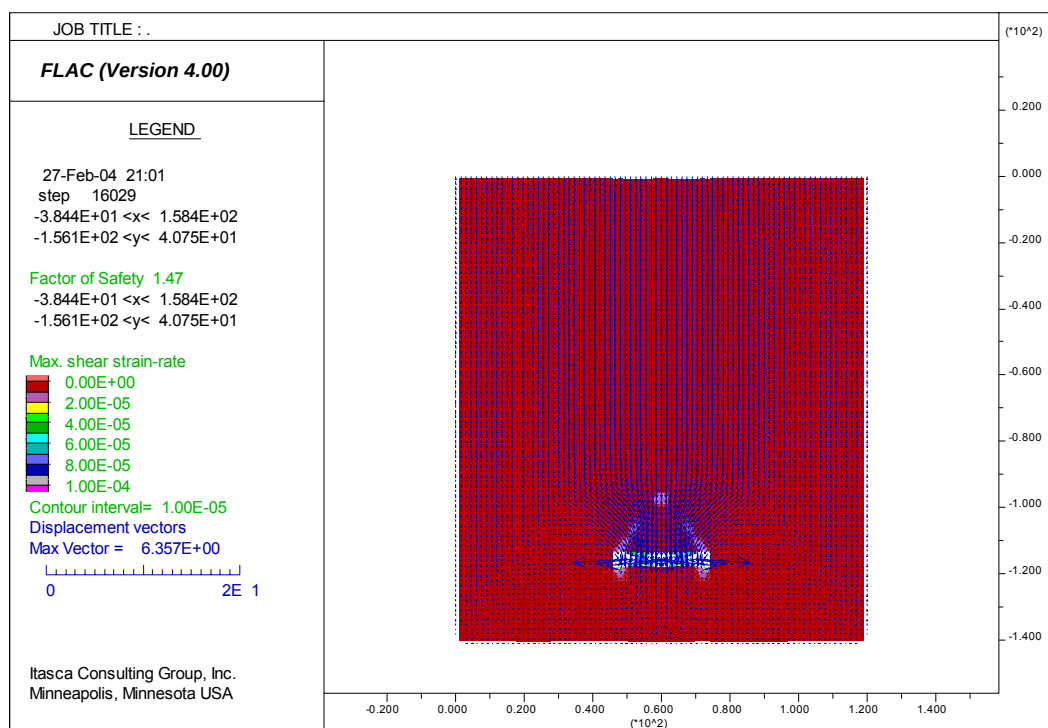


Rys. 10.10. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 10





Rys. 10.11. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 10

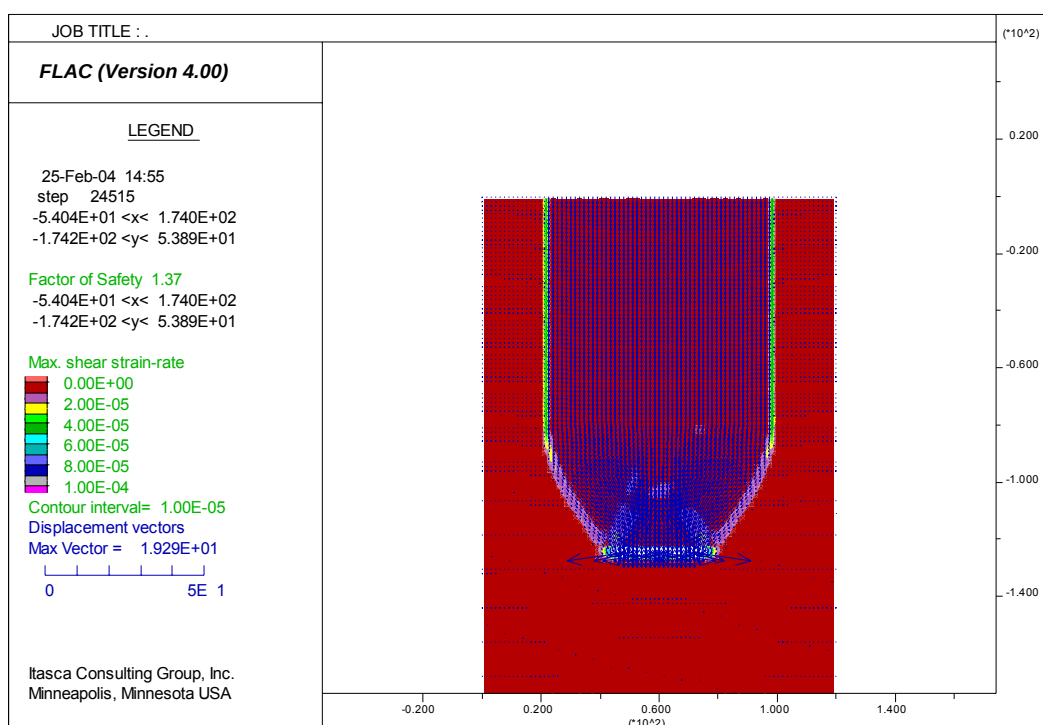


Rys. 10.12. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 11



Na rys. 10.13 i 10.14 pokazano rozkłady odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 4 modelu 12 oraz wariantu 4 modelu 13. Na obu tych rysunkach widać sytuację analogiczną do opisanych poprzednio wariantów. Wartości wskaźników stateczności w obu przypadkach są bardzo zbliżone (1,37 i 1,36), ale inne są mechanizmy zniszczenia w otoczeniu układu. Na rys. 10.13 widać utratę stateczności układu i deformacje nieciągłe sięgające aż do powierzchni terenu. Na rys. 10.14, w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe występują tylko w bezpośrednim jego otoczeniu. Ponownie można więc stwierdzić, że w nawet w przypadku utraty stateczności układu nastąpi jego samopodsadzenie.

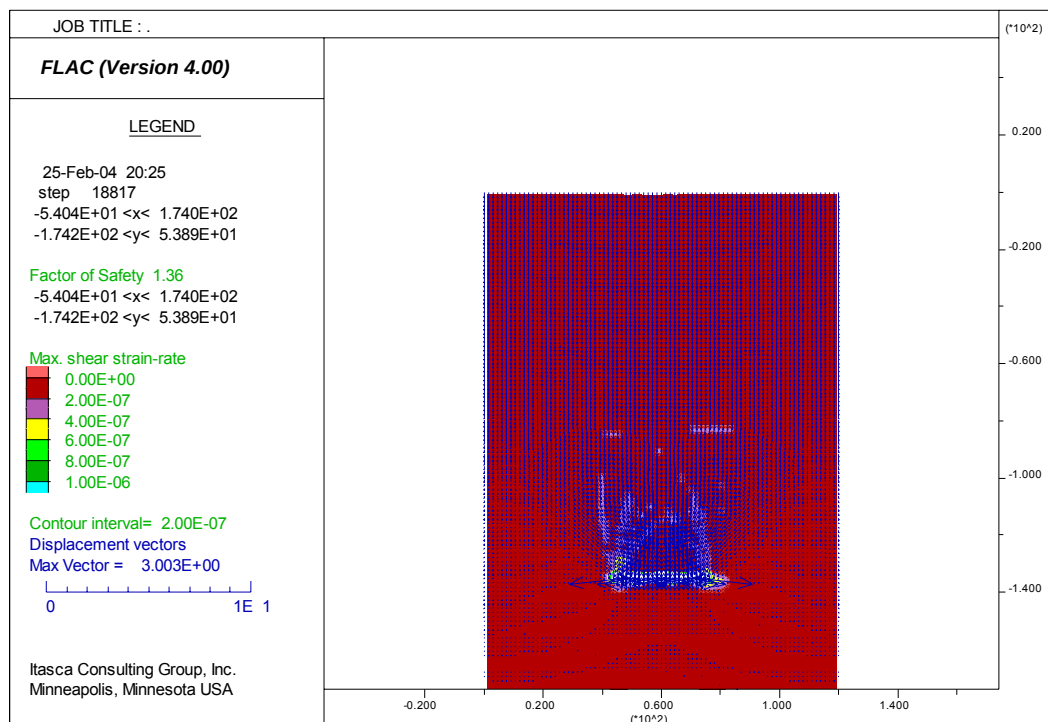
Na rys. 10.15 i 10.16 pokazano rozkłady odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 5 modelu 12 oraz wariantu 5 modelu 13. Ponownie mamy do czynienia z sytuacją jak w czterech poprzednich wariantach. Wartości wskaźników stateczności w obu przypadkach są bardzo zbliżone (1,25 i 1,24), ale inne są mechanizmy zniszczenia w otoczeniu układu. Na rys. 10.15 widać utratę stateczności układu i deformacje nieciągłe sięgające aż do powierzchni terenu. Na rys. 10.16, w przypadku utraty stateczności układu, deformacje nieciągłe występują tylko w bezpośrednim jego otoczeniu. A więc nawet w przypadku utraty stateczności układu nastąpi jego samopodsadzenie.



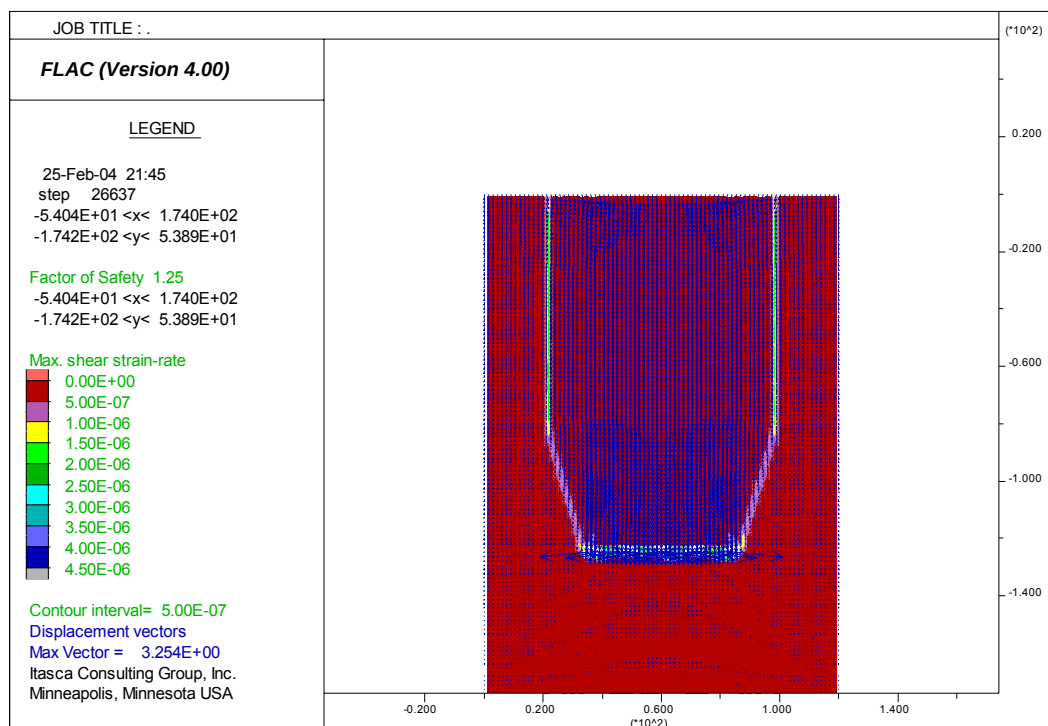
Rys. 10.13. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 4 modelu 12



*Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi
w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.*

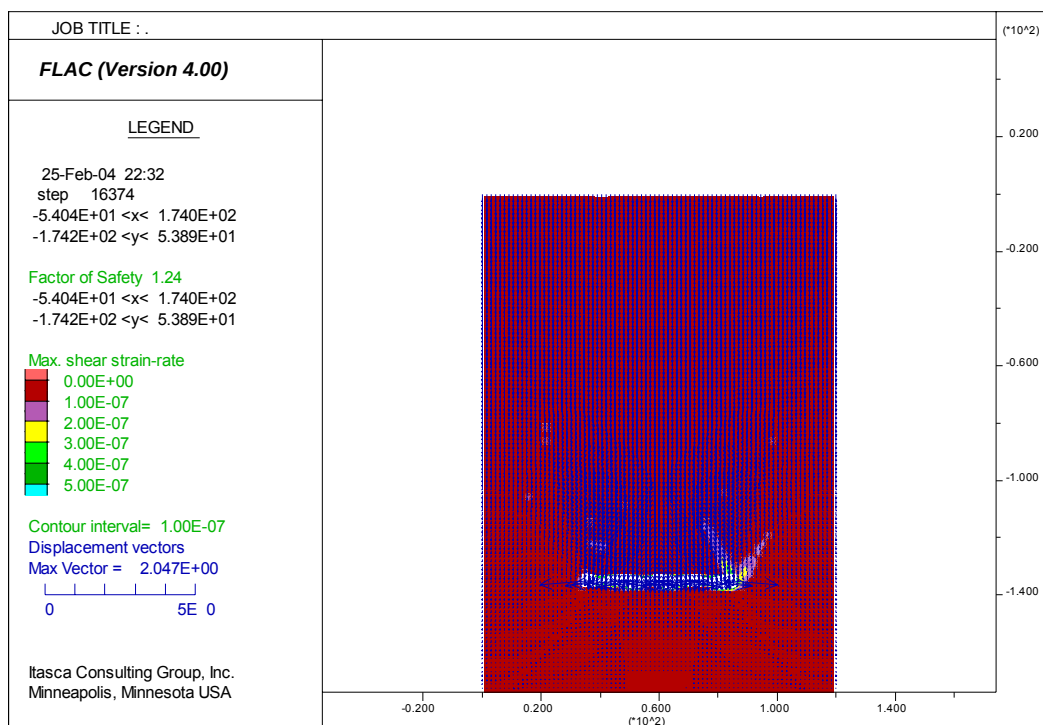


Rys. 10.14. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 4 modelu 13



Rys. 10.15. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 5 modelu 12





Rys. 10.16. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 5 modelu 13

Na rys. 10.17 zebrano wyniki obliczeń dla modeli 1-13 i wariantów 1-5. Pokazuje on więc wyniki wszystkich 65 obliczeń wskaźników stateczności przeprowadzone w płaskim stanie odkształcenia.

Wszystkie wyniki obliczeń wskaźników stateczności zebrano też w tabeli 10.2, która umożliwia dokładną analizę wyników obliczeń.

W tabeli 10.2 zaznaczono kolorem czerwonym te komórki tabeli (odpowiadające odpowiedniemu modelowi i wariantowi) gdzie istnieje duże prawdopodobieństwo wystąpienia deformacji nieciągłych wewnątrz górotworu i na powierzchni terenu. Kolorem zielonym oznaczono te komórki dla których prawdopodobieństwo wystąpienia deformacji nieciągłych na powierzchni jest niewielkie – powinno nastąpić samopodsadzenie wyrobiska lub układu wyrobisk.

Wyniki obliczeń wskazują wyraźnie, że w miarę wzrostu głębokości lokalizacji wyrobiska lub układu wyrobisk otoczonych strefami zawału, wskaźnik stateczności maleje. Stosunkowo największe wartości wskaźników stateczności określono dla modeli 1-13 i wariantu 1. Dla wszystkich modeli wskaźnik stateczności osiągał wartość powyżej 2, co sugeruje stosunkowo duży zapas bezpieczeństwa. Obliczenia dla wariantu 2 wskazują, że do głębokości 100-110 m wskaźnik stateczności utrzymuje się na poziomie powyżej 1.7, zaś dla większych głębokości spada łagodnie aż do wartości 1,63 dla modelu 13.





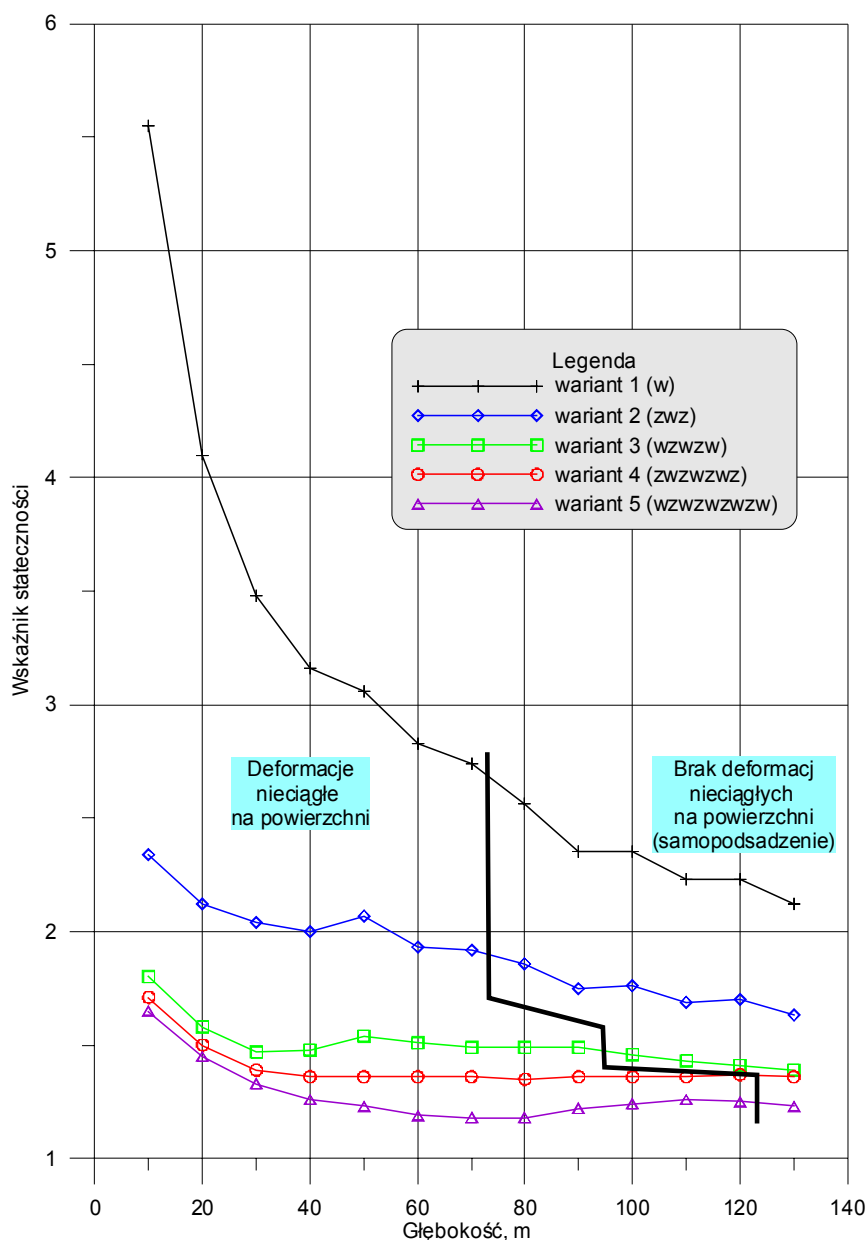
Dla wariantów 3 i 4, tylko wskaźnik stateczności dla głębokości 10 m jest większy od wartości 1,7. Dla pozostałych rozpatrywanych głębokości wartości wskaźnika stateczności są mniejsze od 1,7, przyjętego za granicę bezpieczeństwa. Dla wariantu 5 – taka sytuacja zachodzi dla każdej głębokości.

Na rys. 10.17 zaznaczono grubą czarną linią granicę pomiędzy występowaniem deformacji nieciągłych wewnątrz górotworu i na powierzchni terenu oraz brakiem deformacji nieciągłych na powierzchni (samopodsadzeniem).

variant model	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 3	Wariant 4	Wariant 5
Model 1	5.55	2.34	1.8	1.71	1.65
Model 2	4.1	2.12	1.58	1.5	1.45
Model 3	3.48	2.04	1.47	1.39	1.33
Model 4	3.16	2	1.48	1.36	1.26
Model 5	3.06	2.07	1.54	1.36	1.23
Model 6	2.83	1.93	1.51	1.36	1.19
Model 7	2.74	1.92	1.49	1.36	1.18
Model 8	2.56	1.86	1.49	1.35	1.18
Model 9	2.35	1.89	1.48	1.36	1.22
Model 10	2.35	1.86	1.48	1.36	1.24
Model 11	2.23	1.69	1.47	1.36	1.26
Model 12	2.23	1.7	1.41	1.37	1.25
Model 13	2.12	1.63	1.39	1.36	1.24

Tabela 10.2. Wyniki obliczeń wskaźników stateczności dla wszystkich rozpatrywanych wariantów i modeli





Rys. 10.17. Wartości wskaźników stateczności dla modeli 1-13 i wariantów 1-5

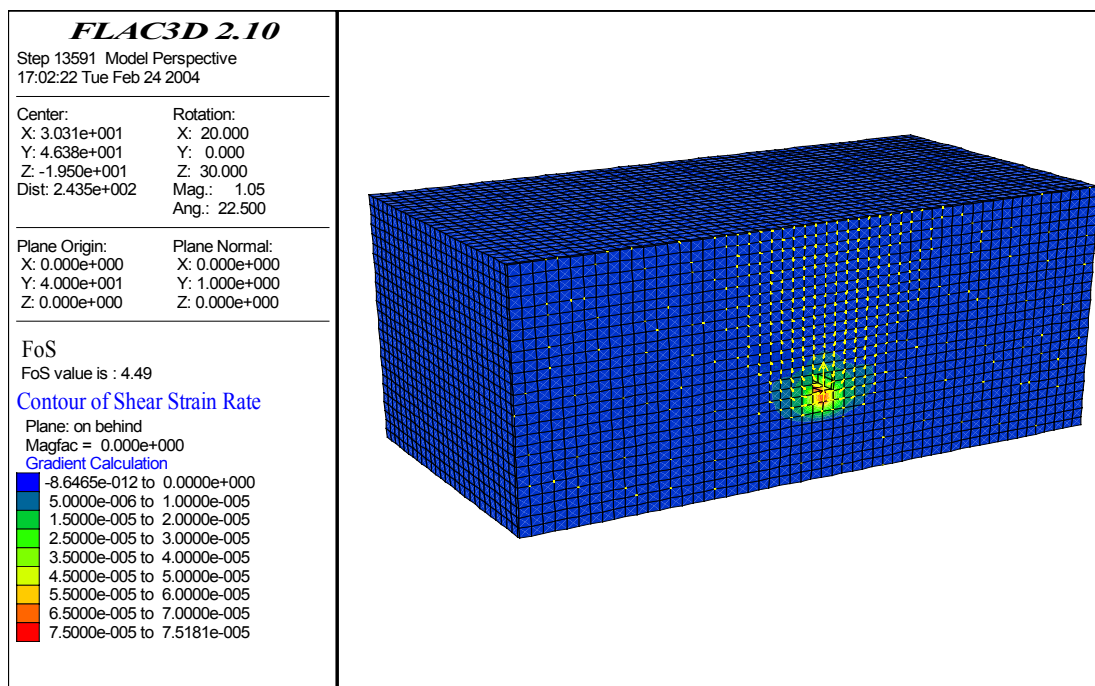
10.3. Analiza wyników obliczeń numerycznych dla przestrzennego stanu odkształcenia

Założenie płaskiego stanu odkształcenia jest pewnym uproszczeniem rzeczywistej sytuacji. Zaniedbuje się tutaj efekt skończonej długości pustki lub układu pustek. Dla określenia wpływu wszystkich wymiarów pustek na możliwość wystąpienia deformacji nieciągłych na powierzchni zdecydowano się na przeprowadzenie przestrzennych obliczeń numerycznych dla wybranych wariantów i modeli. Wszystkie obliczenia przeprowadzono za pomocą programu Metody Różnic Skończonych FLAC 3D [8; 21; 22; 23].



Obliczenia przeprowadzono dla dwóch modeli (2 i 3) oraz dla trzech wariantów (1, 2 i 3). Przyjęto taką samą budowę geologiczną i własności poszczególnych warstw jak w przypadku obliczeń w płaskim stanie odkształcenia (tabela 10.1). Dla wszystkich wariantów przyjęto, że długość wyrobisk (lub stref zawału w ich otoczeniu) jest równa 27 m.

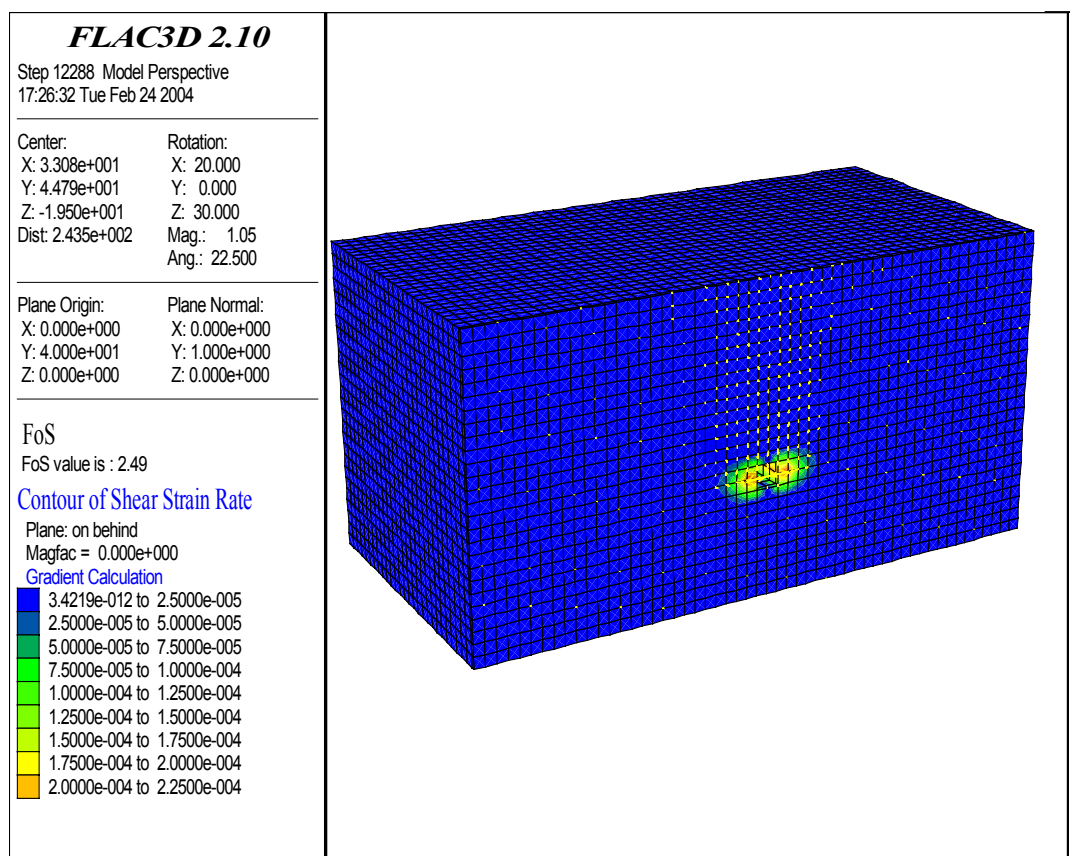
Na rys. 10.18 przedstawiono rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 2.



Rys. 10.18 Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 1 modelu 2

Wskaźnik stateczności dla wariantu 1 modelu 2 jest równy 4,49. Jest on większy niż w przypadku obliczeń w płaskim stanie odkształcenia, gdzie przyjmował on wartość 4,1. Dla tamtego przypadku założono, że wyrobisko i strefy zawału w ich otoczeniu rozciągają się na znaczną (nieograniczoną) długość w kierunku prostopadłym do analizowanej tarczy.

Widać więc wyraźnie, że przyjęcie skończonych wymiarów wyrobiska spowodowało wzrost wartości wskaźnika stateczności. W obliczeniach przyjęto długość wyrobiska równą 27 m. Należy więc przypuszczać, że w miarę zmniejszania się wymiarów pustki, prawdopodobieństwo utraty jej stateczności i wystąpienia deformacji nieciągłych na powierzchni terenu oraz wewnątrz górotworu będzie malało



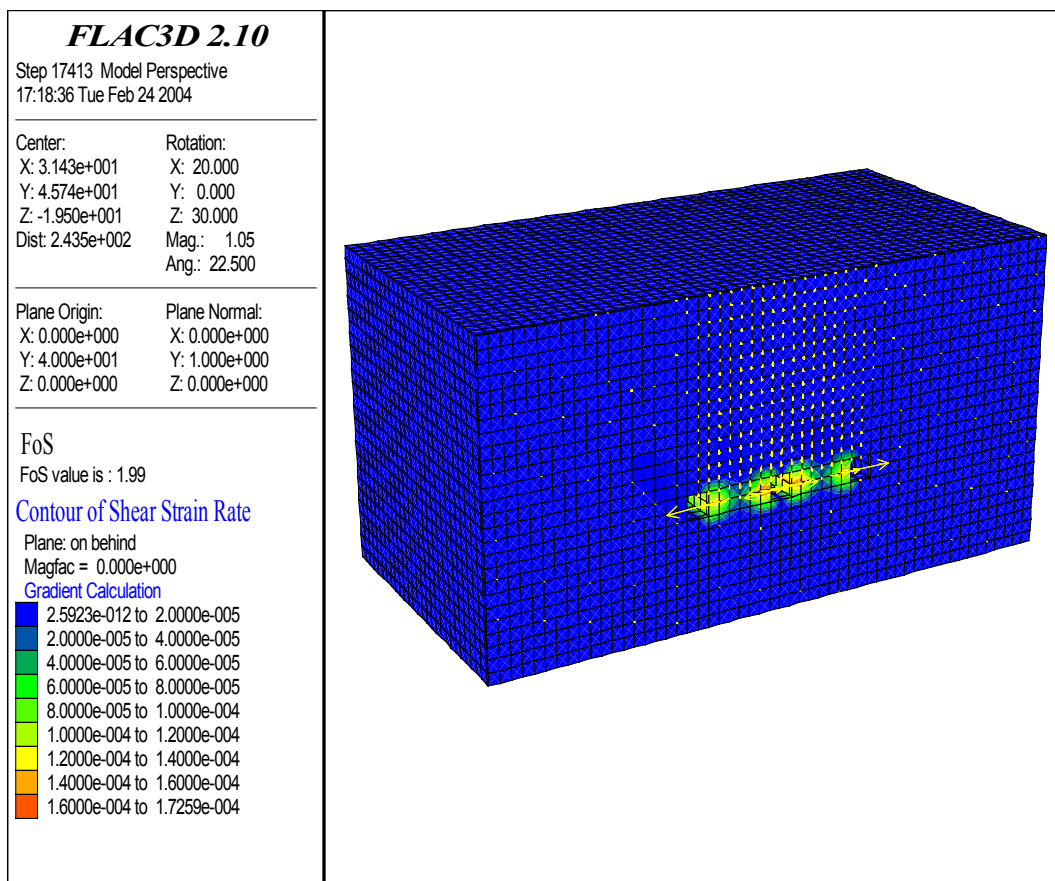
Rys. 10.19 Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 2

Na rys. 10.19 przedstawiono rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 2 modelu 2.

Wskaźnik stateczności dla wariantu 2 modelu 2 jest równy 2,49. Jest on większy niż w przypadku obliczeń w płaskim stanie odkształcenia, gdzie przyjmował on wartość 2,12.

Na rys. 10.20 przedstawiono rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 2. Podobnie także, wskaźnik stateczności dla wariantu 3 modelu 2 jest równy 2,49. Jest on także większy niż w przypadku obliczeń w płaskim stanie odkształcenia, gdzie przyjmował on wartość 1,99.





Rys. 10.20 Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla wariantu 3 modelu 2

W tabeli 10.3 zebrano wartości wskaźników stateczności określonych na podstawie przestrzennych obliczeń numerycznych.

model \ wariant	Wariant 1	Wariant 2	Wariant 2
Model 2	4.49	2.49	1.99
Model 3	3.68	2.41	1.97

Tabela 10.3. Wartości wskaźników stateczności określonych na podstawie obliczeń przestrzennego stanu odkształceń

Analiza wartości wskaźników stateczności dla modelu 3 zawartych w tabeli 10.3 pokazuje, że występuje tutaj podobna tendencja jak w przypadku modelu 2. Wszystkie wskaźniki stateczności uzyskane z przestrzennych obliczeń numerycznych są większe niż uzyskane z obliczeń w płaskim stanie naprężenia.

11. TECHNOLOGIE USZCZELNIANIA I WZMACNIANIA GÓROTWORU W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW

Do likwidacji płytko zalegających pustek poeksploatacyjnych oraz doszczelniania zrobów zawałowych i rozluźnionego górotworu najczęściej stosowane są metody pole-



Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi w otoczeniu likwidowanych kopalń.
 Kraków 2007 r.



gające na wykonaniu z powierzchni terenu otworów wiertniczych przez które wtlaczane są do istniejących pusteki nieciągłości górotworu odpowiednio dobrane pod kątem parametrów technologicznych materiały podsadzkowe lub zaczyny uszczelniające[16; 43; 67; 69; 81; 88; 108].

11.1. Technologie podsadzkowe

Rekonsolidacja lub doszczelnianie gruzowiska zawałowego, wypełnianie pustek po starej, płytkiej eksploatacji, budowa korków podsadzkowych, wymaga dostarczenia - do wyrobisk podziemnych lub stref rozluźnionych górotworu - z powierzchni ogromnych ilości drobnoziarnistych materiałów podsadzkowych (popioły lotne, piasek, żużel, popioły fluidalne, popioły paleniskowe itp.).

Transport grawitacyjny mieszanin podsadzkowych jest najbardziej wydajnym i najtańszym sposobem masowego przemieszczania materiałów na znaczne odległości. Dlatego też, stosuje się jako jeden ze sposobów wzmacniania i uszczelniania górotworu, mieszaniny popiołowo-wodne lub popiołowo-solankowe (w kopalniach posiadających silnie zasolone wody dołowe). Problematykę transportu grawitacyjnego drobnoziarnistych materiałów podsadzkowych przedstawiono w pracach [14; 44; 50; 53; 65].

Wypełnianie pustek oraz zrobów sposobem grawitacyjnym przez otwory wiertnicze polega na umieszczeniu u nasady otworu leja, do którego, za pomocą taśmociągu lub spychacza dostarczany jest materiał sypki(podsadzkowy), zmywany następnie z leja za pomocą wody do otworu. Powstająca podsadzka grawitacyjnie wypełnia pustki górotworu lub wyrobisko.

Stopień wypełnienia lub uszczelnienia podsadzanej strefy może być oceniany przez odwiercanie otworów kontrolnych lub wykonywanie badań geofizycznych.

Pewną odmianę wyżej opisanego sposobu stanowi wypełnianie starych wyrobisk po eksploatacji rud cynku i ołowiu na terenie Bytomia popiołami lotnymi z dodatkiem 10÷15% cementu oraz 50÷60% wody (wagowo). Popioły, cement i woda były podawane do leja umieszczonego na wylocie otworu i grawitacyjnie namywane do wyrobisk. Po wypełnieniu wyrobiska wtlaczano dodatkowo pod ciśnieniem pewną ilość zaczynu cementowego[46; 49; 50; 51].

Inną odmianą było, stosowane grawitacyjne wypełnianie przez otwory wiertnicze, pustek krasowych na terenie Miasteczka Śląskiego, chudym betonem, dostarczonym do





otworów z wytwórni. W przypadku zatykania się otworów wiertniczych drożność uzyskiwano przez przedmuchiwanie sprężonym powietrzem, co miało również wpływ na skuteczniejsze wypełnienie pustek.

Metoda wypełniania wyrobisk górniczych lub pustek z zastosowaniem podsadzki hydraulicznej z piasku, żużla, popiołu lotnego, namywanej do otworów wiertniczych sposobem grawitacyjnym może być przydatna do likwidacji wyrobisk nie zaciśniętych o dużych przekrojach i dobrej drożności. Muszą przy tym istnieć lub winny być stworzone warunki zapobiegające wymywaniu materiału podsadzkowego do dalszych partii górotworu, nie objętych podsadzaniem. Sposób ten nie pozwala na dokładną ocenę stopnia wypełniania wyrobisk, jak również ocenę wzmocnienia górotworu w spękaną strefie zawałowej nad wyrobiskiem [51; 52; 53; 61; 65; 66].

Wypełnianie pustek lub wyrobisk przez otwory wiertnicze popiołem lotnym na sucho, z późniejszym ich nawilżaniem zostało zastosowane przez Wojewódzkie Przedsiębiorstwo Wiertniczo-Geologiczne w Tychach w 1972 r. i jest nadal stosowane. Otwory wiertnicze odwierca się do spągu pustki, która ma być wypełniona, a jeśli istnieje kilka poziomów wyrobisk, likwidację rozpoczyna się od poziomu najniższego.

Do stropu wyrobiska (pustki) zapuszcza się rury, przez które wtłacza się popioły lotne wprost z cementowozu, za pomocą sprężonego powietrza o ciśnieniu 0,1 do 0,5 MPa.

Opatentowany przez WPWG sposób wypełniania wyrobisk przewiduje równoczesne zraszanie wodą, w ilości 25÷30% wagowo, popiołów lotnych u wylotu z rur. Gdy górotwór nie przyjmuje więcej popiołów lotnych wyciąga się rury tłoczące i przewierca otwór do spągu z zastosowaniem płuczki wodnej i następnie, w przypadku dużej chłonności, powtórnie, a niekiedy wielokrotnie zatłacza się popioły lotne aż do zaniku chłonności otworu.

Przy tej metodzie likwidacji pustek poeksploatacyjnych stosowana jest bardzo gęsta siatka wierceń, najczęściej 3m x 5m do maksimum 10m x 10m, ze względu na brak skutecznej metody kontroli wypełniania pustek poeksploatacyjnych. W przypadku gdy górotwór jest zawodniony sposób wtłaczania popiołów lotnych na sucho nie może być stosowany.

Metoda ta nie pozwala również na wypełnienie wyrobisk częściowo zaciśniętych lub zawałonych o małej drożności oraz małych szczelin, kawern i spękań górotworu w strefie zawałowej nad wyrobiskiem.





Niekontrolowany jest również stopień wypełnienia wyrobisk i pustek gdyż wymagałoby to bardzo dużej ilości wierceń kontrolnych rdzeniowych i w nich badań karotażowych, gdyż inne metody badań geofizycznych nie dają jednoznacznych i dobrych wyników.

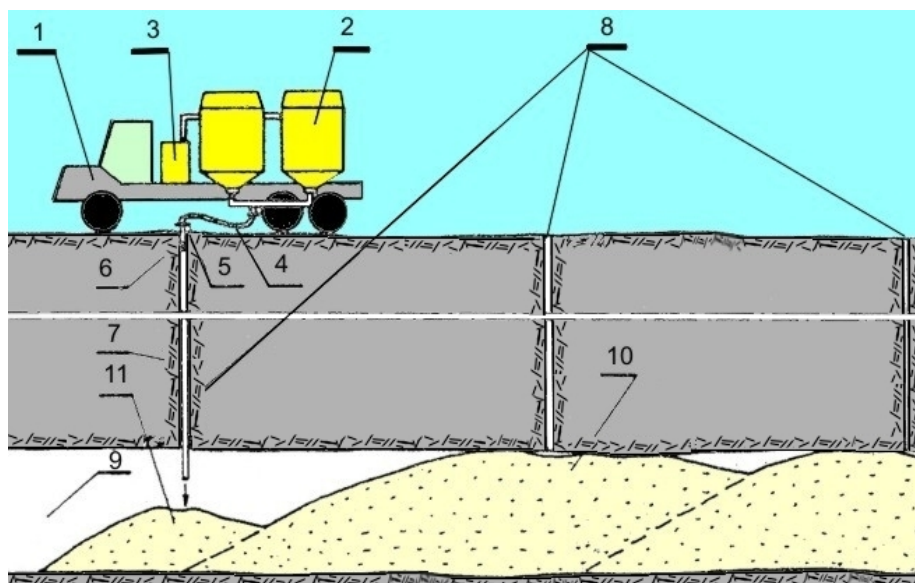
W sporadycznie wykonywanych otworach kontrolnych stwierdzono, w niektórych przypadkach, wypełnienie wyrobisk popiołami lotnymi, które uległy już petryfikacji (rdzeń), w innych były w stanie luźnym (brak rdzenia), a nawet całkowity brak popiołu.

Oprócz wymienionych wyżej wad metoda ta ma również zalety, do których należy zaliczyć niski koszt materiału podsadzkowego i nieskomplikowaną, taną technologię zatłaczania popiołów.

Innym sposobem jest wypełnianie pustek poeksploatacyjnych pulpą z popiołów lotnych o zawartości wody 30÷40% wagowo. Mieszaniny przygotowywane są w urządzeniach mieszających, dozując dokładnie ilości popiołu i wody, a następnie jest ona zatłaczana do otworu odwierconego do pustki przez głowicę umieszczoną na rurach okładzinowych. Pulpy sporządzone z popiołów lotnych o stosunku wody do popiołu $w/p = 0,3$ wykazują małą rozlewność, co powoduje trudności w przetłaczaniu ich do wyrobisk o małej drożności. Zwiększenie współczynnika w/p do 0,4 lub 0,5 powoduje natomiast pogarszanie warunków zeskalania popiołu (wydłużenie czasu zeskalania i zmniejszenie wytrzymałości tworzywa) [50; 51; 62; 63].

Do najtańszych i najprostszych technologicznie należą metody zatłaczania popiołów lotnych na sucho za pomocą sprężonego powietrza (rys. 11.1) oraz grawitacyjnego namywania piasku lub popiołu w postaci podsadzki hydraulicznej. Metody te nie pozwalają jednak na kontrolę i jednoznaczne stwierdzenie stopnia wypełnienia pustek i wyrobisk oraz wzmocnienia górotworu, mają zatem zakres stosowania ograniczony do wyrobisk niezaciśniętych, o dużej pojemności i dobrej drożności.





Rys.11.1. Schemat technologii pneumatycznego podsadzania popiołami lotnymi starych płytkich zro-
bów [54]

1- samochód; 2- zamknięte zbiorniki popiołu; 3- kompresor; 4- rurociąg; 5- głowica; 6- rura; 7- rurociąg podsadzkowy; 8- otwory wiertnicze; 9- podsadzana pustka; 10- wykonana podsadzka.

11.1.1. Reologia zaczynów uszczelniających

Właściwości reologiczne podsadzki hydraulicznej oraz zaczynów uszczelniających są bardzo istotne zarówno podczas projektowania jak i realizacji prac związanych z wypełnieniem pustek oraz z uszczelnianiem górotworu.

Prawidłowo wyznaczone parametry reologiczne umożliwiają obliczenia dla konkretnego przypadku oporów przepływu przy założonych :

- parametrach technologicznych zaczynu (podsadzki),
- typu przepływu (laminarny, turbulentny lub tłokowy).

Znajomość oporów hydraulicznych pozwala na:

- racjonalny dobór technologii uszczelniania górotworu,
- określenie strat ciśnień w układzie cyrkulacyjnym,

Pomimo wielu badań laboratoryjnych oraz doświadczeń realizowanych w różnych jednostkach naukowo – badawczych na przestrzeni ostatnich 20 lat, kompleksowa ocena zaczynów uszczelniających w aspekcie ich usystematyzowania pod względem reologicznym, do chwili obecnej, nie została w pełni dokonana. Wynika to między innymi z faktu, że reologia zaczynów uszczelniających jest bardzo skomplikowana i zależy od wielu czynników natury fizykochemicznej , takich jak [36; 75; 78; 102]:



- powierzchnia właściwa oraz granulacja nieorganicznych spoiw hydraulicznych wchodzących w skład zaczynu uszczelniającego,
- iloraz wody i spoiwa hydraulicznego (współczynnik w/s),
- skład chemiczny i mineralny spoiwa hydraulicznego,
- skład chemiczny cieczy zarobowej,
- obecność i skład chemiczny dodatków wchodzących w skład receptury zaczynu,
- sposób i dynamika (czas i szybkość) mieszania zaczynu,
- temperatura zaczynu,
- szybkość hydratacji,
- warunki i sposób pomiaru.

Zaczyny uszczelniające, a zwłaszcza typu cementowego, są skoncentrowanymi układami dyspersyjnymi, zawierającymi cząstki stałe o znacznie rozwiniętej powierzchni właściwej. Układy takie pod względem reologicznym należą do niezwykle złożonych. Wynika to między innymi z faktu, że niezależnie od wpływu wymienionych uprzednio czynników, na właściwości reologiczne również w sposób istotny oddziałują reakcje hydratacji zachodzące w zaczynie w funkcji czasu.

Ze względu na wielkość ziarn cementu, świeże zaczyny cementowe można uważać za układy dyspersyjne. Struktura takiego układu zależy w głównej mierze od masowego ilorazu wody i suchego cementu oraz od uziarnienia cementu, a w konsekwencji od jego powierzchni właściwej. Na właściwości fizyko-chemiczne powstającej struktury zaczynu wpływają również siły działające między ziarnami cementu, a cząsteczkami wody, na co z kolei mają wpływ [3; 4; 46] :

- ładunek powierzchniowy,
- stężenie jonów w zaczynie,
- zjawiska adsorpcji.

Podobnie jak i w innych układach, ziarna cementu ulegają koagulacji i przy odpowiednio dużej zawartości fazy stałej tworzą ciągłą strukturę koagulacyjną. W uproszczonych modelach omawiających strukturę świeżych zaczynów cementowych bardzo często nie zwraca się uwagi na powstające produkty hydratacji.

Złożoność układu cement – woda pociąga za sobą duże trudności w interpretacji wyników badań reologicznych, uzyskiwanych przez różnych badaczy. Jest to spowodowa-





ne głównie tym, że zaczyny cementowe pod względem reologicznym należą do cieczy nienewtonowskich oraz dodatkowo występują zmiany składu fazowego w czasie postępującej hydratacji cząstek cementu. Z tego też względu właściwości reologiczne modelowych struktur nie odpowiadają wynikom pomiarowym parametrów reologicznych układów rzeczywistych.

Duża reaktywność cementu, wobec cieczy zarobowej powoduje, że w czasie wykonywania pomiarów wszystkie ziarna pokryte są warstewką żelu złożoną z mieszaniny uwodnionych krzemianów i glinokrzemianów wapniowych.

Wzajemna ruchliwość ziarn cementu jest przede wszystkim wynikiem ilości i rodzaju utworzonych w początkowym okresie hydratacji produktów tego procesu. Natomiast skład chemiczny i mineralny niezhydratyzowanych ziarn cementu wpływa na właściwości fizyko-chemiczne powstałej warstewki żelu.

Następnym czynnikiem wpływającym na strukturę świeżego zaczynu cementowego jest skład mineralny cementu, co w konsekwencji wpływa na przebieg reakcji hydratacji. W wyniku hydratacji zaczynu cementowego do roztworu przechodzi znaczna część gipsu, a faza ciekła nasycy się jonami Ca^{2+} i SO_4^{2-} oraz alkaliami zawartymi w cemencie. W ciągu kilku minut powstaje pewna ilość ettringitu, który, o ile tworzy zwartą otoczkę na ziarnach cementu, nie wpływa w sposób znaczący na właściwości reologiczne zaczynu. Także początkowa reakcja alitu z wodą w okresie indukcyjnym nie wpływa na strukturę zaczynu, gdy jest on mieszany tak, aby powodowało to odrywanie hydratów od powierzchni ziarn. Dopiero po okresie indukcji krystalizacja wodorotlenku wapniowego i przyspieszona hydratacja alitu pociąga za sobą znaczny wzrost lepkości zaczynu. Właściwości reologiczne zaczynu cementowego ulegają więc szybkim zmianom w czasie.

Wpływ początkowych reakcji chemicznych na proces hydratacji i właściwości fizyczne zaczynu cementowego jest tym wyraźniejszy, im większa jest powierzchnia właściwa cementu. Przy danej zawartości wody w zaczynie (współczynnik w/c) siła spójności oraz odporność na siły ścinające są tym wyższe, im większa jest powierzchnia właściwa cementu [4; 5; 12; 16; 81].

W związku z powyższym, zaczyny uszczelniające mogą charakteryzować się różnymi właściwościami reologicznymi. Krzywe płynięcia mogą być odwracalne lub mogą wykazywać histerezę. Spowodowane to może być między innymi tym, że przy krótkich





czasach pomiaru dominujące jest niszczenie struktury zaczynu, natomiast przy dłuższych czasach jej odbudowa. A zatem w świeżych zaczynach cementowych występuje nakładanie się procesów niszczenia struktury pod wpływem ścinania w lepkościomierzu i jej odbudowy przez produkty hydratacji ziarn cementu.

Podając próbę oceny reologicznych właściwości tak skomplikowanych płynów jakimi są mieszaniny podsadzkowe oraz zaczyny uszczelniające, bardzo istotnym jest, aby pomiary uzyskane z badań były niezależne od typu aparatury za pomocą której te badania są wykonywane.

Zaczyny uszczelniające najczęściej opisuje się następującymi modelami reologicznymi (rys. 11.2) [36; 101; 102; 103; 104; 105]:

➤ *modelem Newtona:*

$$\tau = \eta \cdot \left(-\frac{dv}{dr}\right) \quad (11.1)$$

➤ *modelem Bingham:*

$$\tau = \tau_y + \eta \cdot \left(-\frac{dv}{dr}\right) \quad (11.2)$$

➤ *modelem Ostwalda de Waele:*

$$\tau = k \cdot \left(-\frac{dv}{dr}\right)^n \quad (11.3)$$

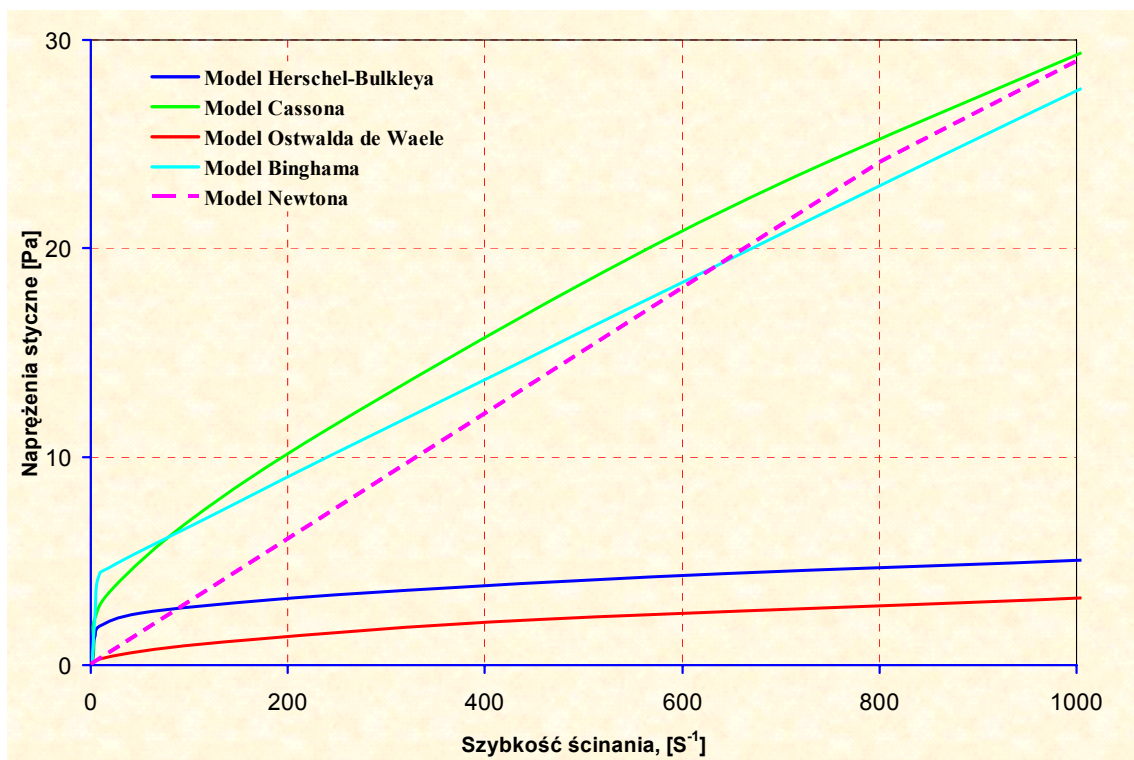
➤ *modelem Cassona:*

$$\sqrt{\tau} = \sqrt{\tau_y} + \sqrt{\eta} \cdot \sqrt{\left(-\frac{dv}{dr}\right)} \quad (11.4)$$

➤ *modelem Herschell Bulkleya:*

$$\tau = \tau_y + k \cdot \left(-\frac{dv}{dr}\right)^n \quad (11.5)$$





Rys 11.2. Krzywe reologiczne modeli zaczynów uszczelniających[102].

Stosowanie dodatków i domieszek umożliwiających modyfikację właściwości fizycznych i parametrów reologicznych zaczynów uszczelniających powoduje, że płyny te mogą wykazywać zarówno cechy cieczy plastycznych, plastycznolepkich jak i cieczy pseudoplastycznych. Model reologiczny jest bowiem tylko przybliżeniem rzeczywistych zależności pomiędzy naprężeniami stycznymi występującymi w płynie wiertniczym, a szybkością jego ścinania.

Przyjęcie właściwego modelu reologicznego wpływa na dokładności obliczeń oporów przepływu zaczynu uszczelniającego w systemie cyrkulacyjnym.

Zasady określania parametrów reologicznych cieczy newtonowskiej, binghamowskiej, Cassona, pseudoplastycznej i Herschela-Bulkleya, na podstawie wyników pomiarów lepkościomierzem Fann przedstawiono w tabeli 11.1.



Model reologiczny	Równanie reologiczne	Parametry reologiczne
Newtona	$\tau = \eta \cdot \dot{\gamma}$	$\eta = \frac{\tau_{600}}{\dot{\gamma}_{600}}$
Binghama	$\tau = \tau_0 + \eta \cdot \dot{\gamma}$	$\eta = \frac{\tau_{600} - \tau_{300}}{\dot{\gamma}_{600} - \dot{\gamma}_{300}} ; \quad \tau_0 = \tau_{600} - \eta \cdot \dot{\gamma}_{600}$
Cassona	$\sqrt{\tau} = \sqrt{\tau_0} + \sqrt{\eta} \cdot \sqrt{\dot{\gamma}}$	$\eta = \left(\frac{\sqrt{\tau_{600}} - \sqrt{\tau_{300}}}{\sqrt{\dot{\gamma}_{600}} - \sqrt{\dot{\gamma}_{300}}} \right)^2 ;$ $\tau_0 = \left(\sqrt{\tau_{600}} - \sqrt{\eta} \cdot \sqrt{\dot{\gamma}_{600}} \right)^2$
Ostwalda de Waelle	$\tau = k \cdot \dot{\gamma}^n$	$n = \frac{\log \frac{\tau_{600}}{\tau_{300}}}{\log \frac{\dot{\gamma}_{600}}{\dot{\gamma}_{300}}} ; \quad k = \frac{\tau_{600}}{(\dot{\gamma}_{600})^n}$
Herschela-Bulkleya	$\tau = \tau_0 + k \cdot \dot{\gamma}^n$	n - rozwiązanie numeryczne równania: $\frac{\dot{\gamma}_{600}^n - \dot{\gamma}_{300}^n}{\dot{\gamma}_{600}^n - \dot{\gamma}_{100}^n} = \frac{\tau_{600} - \tau_{300}}{\tau_{600} - \tau_{100}}$ $k = \frac{\tau_{600} - \tau_{300}}{(\dot{\gamma}_{600})^n - (\dot{\gamma}_{300})^n} ; \quad \tau_0 = \tau_{600} - k(\dot{\gamma}_{600})^n$

Tabela 11.1 Zasady określania parametrów reologicznych cieczy[102,104]

Przedstawione w tabeli 11.1 zależności pozwalają wyznaczać parametry reologiczne dla konkretnego modelu badanej receptury zaczynu uszczelniającego[102; 103;104].

11.1.2. Metodyka grawitacyjnego zatłaczania zaczynów uszczelniających do wyrobiska korytarzowego w systemie płytkiej eksploatacji

Obliczenia hydrauliczne mają na celu sprawdzenie czy zaprojektowana geometria przepływu oraz przyjęte właściwości fizyczne i parametry reologiczne podszadki hydraulicznej lub zaczynu uszczelniającego umożliwią samoczynne (grawitacyjne) zatłoczenie zaczynu. Konieczne jest również stwierdzenie czy maksymalne ciśnienie zatłaczania zaczynu nie spowoduje szczelinowania górotworu na drodze jego przepływu.

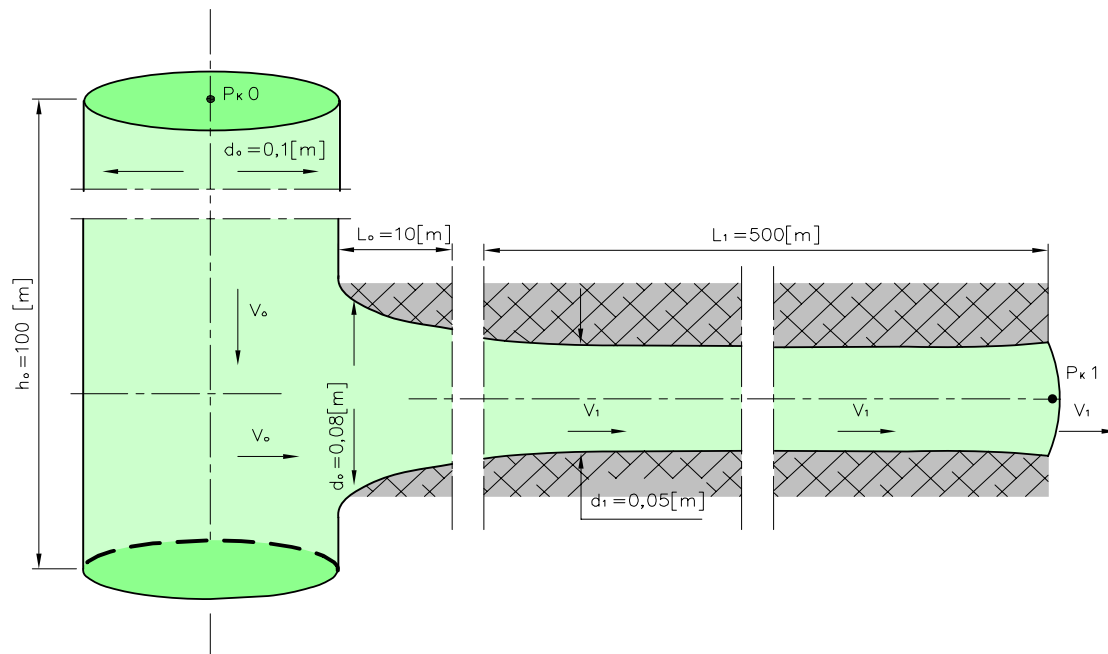
W celu obliczenia strat ciśnienia w poszczególnych elementach systemu tłoczącego należy najpierw określić prędkość wypływu zaczynu uszczelniającego na końcu wyrobiska korytarzowego.

Warunkiem grawitacyjnego zatłaczania zaczynu uszczelniającego jest bowiem uzyskanie prędkości wypływu zaczynu o wymaganej wielkości. Prędkość ta nie może być



zbyt mała, gdyż strumień wypływu zaczynu powinien zapewnić wypełnienie przewidywanej objętości pustek górotworu w założonym przedziale czasowym.

Do obliczeń wykorzystuje się równanie Bernoulliego, opisujące bilans energetyczny cieczy rzeczywistej przepływającej w systemie zatłaczającym (rys. 11.3):



Rys. 11.3 Schemat zatłaczania zaczynu uszczelniającego do wyrobiska korytarzowego

$$\frac{\rho v_0^2}{2} + p_0 + \rho g h_0 = \frac{\rho v_1^2}{2} + p_1 + \rho g h_1 + \Delta p_r \quad (11.6)$$

gdzie:

- ρ - gęstość cieczy rzeczywistej;
- v_0 - prędkość przepływu cieczy w punkcie P_{k0} ;
- v_1 - prędkość przepływu (wypływu) cieczy w punkcie P_{k1} ;
- p_0 - ciśnienie zewnętrzne wywierane na element cieczy w punkcie P_{k0} ;
- p_1 - ciśnienie zewnętrzne wywierane na element cieczy w punkcie P_{k1} ;
- h_0 - wysokość punktu P_{k0} mierzona od płaszczyzny odniesienia;
- h_1 - wysokość punktu P_{k1} mierzona od płaszczyzny odniesienia;
- Δp_r - straty ciśnienia hydraulicznego na drodze pomiędzy punktem P_{k0} i P_{k1} ;
- d_0 - średnica wewnętrzna pionowej kolumny rur tłoczących i roztworu wiertniczego;
- L_0 - długość poziomego początkowego odcinka wyrobiska
- L_1 - długość zasadniczego poziomego odcinka wyrobiska korytarzowego;
- d_1 - średnia średnica zaciśniętego wyrobiska korytarzowego.

Pomijając wpływ ciśnień zewnętrznych (atmosferycznych) ($p_0 = p_1 = 0$) oraz przyjmując płaszczyznę odniesienia na głębokości osi poziomej wyrobiska (rys. 11.3), wzór (11.6) przyjmuje postać [76,79,84,106]:

$$\frac{\rho v_0^2}{2} + \rho g h_0 = \frac{\rho v_1^2}{2} + \Delta p_r \quad (11.7)$$



Z równania ciągłości można określić związek pomiędzy prędkościami v_1 oraz v_0

$$v_0 = v_1 \frac{F_1}{F_0} \quad (11.8)$$

Uwzględniając zależności pól powierzchni przekrojów kołowych uzyskuje się:

$$v_0 = v_1 \frac{d_1^2}{d_0^2} \quad (11.9)$$

Wstawiając zależność (11.9) do równania (11.7) otrzymuje się:

$$\rho g h_0 = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho v_1^2}{2} + \Delta p_r \quad (11.10)$$

Wielkość oporów przepływu (Δp_r) jest sumą strat ciśnienia w pionowej rurze iniekcyjnej o średnicy d_0 (Δp_{r0}) oraz poziomym wyrobisku o średnicy d_1 (Δp_{r1})

$$\Delta p_r = \Delta p_{r0} + \Delta p_{r1} \quad (11.11)$$

Po uwzględnieniu wzoru (11.11) równanie (11.10) przyjmuje postać:

$$\rho g h_0 = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho v_1^2}{2} + \Delta p_{r0} + \Delta p_{r1} \quad (11.12)$$

W zależności od charakteru przepływu, straty hydrauliczne ciśnienia zaczynu uszczelniającego opisywanego modelem Bingham, przepływającego przez wyrobisko korytarzowe o średnicy d_1 należy obliczać:

- dla przepływu turbulentnego ze wzoru:

$$\Delta p_{r1} = \frac{0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} L_1}{d_1^{1,21}} v_1^{1,79} \quad (11.13a)$$

- dla przepływu laminarnego z zależności :

$$\Delta p_{r1} = \frac{32 \eta_p L_1}{d_1^2} v_1 + \frac{16 \tau_y L_1}{3 d_1} \quad (11.13b)$$

gdzie:

τ_y - granica płynięcia;

η_p – lepkość plastyczna;

Straty ciśnienia zaczynu uszczelniającego opisywanego modelem Bingham, przepływającego przez układ pionowy i poziomy o średnicy d_0 powinno się obliczać:

- dla przepływu turbulentnego ze wzoru:





$$\Delta p_{r0} = \frac{0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} d_1^{3,58} (h_0 + L_0)}{d_0^{4,79}} v_1^{1,79} \quad (11.14a)$$

➤ dla przepływu laminarnego z zależności:

$$\Delta p_{r0} = \frac{32 \eta_p d_1^2 (h_0 + L_0)}{d_0^4} v_1 + \frac{16 \tau_y (h_0 + L_0)}{3 d_0} \quad (11.14b)$$

W celu określenia charakteru przepływu oraz oporów przepływu konieczna jest znajomość wartości prędkości wypływu (v_1) zaczynu uszczelniającego. Wielkość prędkości wypływu (v_1) zaczynu uszczelniającego można wyznaczyć z zależności (11.12), po uprzednim wstawieniu do niej właściwych dla charakteru przepływu wzorów, określających opory przepływu w rurze o średnicy wewnętrznej d_0 oraz w poziomym wyrobisku o średnicy d_1 . Zagadnienie wyznaczenia oporów przepływu należy więc rozwiązać metodą iteracyjną wykorzystując następującą metodykę obliczeniową:

1) Wstawia się odpowiednie wzory na opory przepływu do równania (11.12) i rozwiązuje go ze względu na zmienną niezależną v_1 .

a) dla przepływu turbulentnego zarówno w wyrobisku o średnicy d_1 jak i w rurach o średnicy wewnętrznej d_0 wielkość v_1 wyznacza się rozwiązując równanie:

$$\left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho v_1^2}{2} + 0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} \left(\frac{L_1}{d_1^{1,21}} + \frac{d_1^{3,58} (h_0 + L_0)}{d_0^{4,79}} \right) v_1^{1,79} - \rho g h_0 = 0 \quad (11.15)$$

b) dla przepływu turbulentnego w wyrobisku o średnicy d_1 oraz przepływu laminarnego w rurach o średnicy wewnętrznej d_0 wielkość v_1 wyznacza się rozwiązując równanie:

$$\left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho v_1^2}{2} + \frac{0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} L_1}{d_1^{1,21}} v_1^{1,79} + \frac{32 \eta_p d_1^2 (h_0 + L_0)}{d_0^4} v_1 + \frac{16 \tau_y (h_0 + L_0)}{3 d_0} - \rho g h_0 = 0 \quad (11.16)$$

Pierwiastki równań (11.15) oraz (11.16) wyznaczać należy wykorzystując jedną z metod numerycznych (metodę połowienia przedziału, metodę siecznych lub metodę Newtona).

c) dla przepływu laminarnego w wyrobisku o średnicy d_1 oraz w rurach o średnicy wewnętrznej d_0 wielkość v_1 wyznacza się rozwiązując równanie:





$$\left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho v_1^2}{2} + 32\eta_p \left(\frac{L_1}{d_1^2} + \frac{d_1^2(h_0 + L_0)}{d_0^4} \right) v_1 + \frac{16}{3} \tau_y \left(\frac{L_1}{d_1} + \frac{(h_0 + L_0)}{d_0} \right) - \rho g h_0 = 0 \quad (11.17)$$

Rozważając sens fizyczny rozwiązania równania kwadratowego (11.17) jako jego pierwiastek przyjmuje się wielkość określaną z zależności:

$$v_1 = \frac{-b + \sqrt{b^2 - 4ac}}{2a} \quad (11.18)$$

gdzie:

$$a = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right) \frac{\rho}{2}; \quad b = 32\eta_p \left(\frac{L_1}{d_1^2} + \frac{d_1^2(h_0 + L_0)}{d_0^4} \right);$$

$$c = \frac{16}{3} \tau_y \left(\frac{L_1}{d_1} + \frac{(h_0 + L_0)}{d_0} \right) - \rho g h_0$$

W wyniku rozwiązania równań (11.16), (11.17), (11.18) uzyskuje się trzy wartości prędkości v_1 .

- 2) Dla każdej obliczonej wartości prędkości wypływu (v_1) zaczynu uszczelniającego ustala się charakter przepływu w rurach o średnicy wewnętrznej d_0 oraz charakter przepływu w wyrobisku o średnicy d_1 .

Charakter przepływu określa się, określając wartość liczby Hedstroma, a następnie z nomogramu odczytuje się wartość krytycznej liczby Reynoldsa [78; 105];

Dla wyrobiska o średnicy d_1 wartość liczby Hedstroma określa się z zależności:

$$He = \frac{\rho d_1^2 \tau_y}{\eta_p^2} \quad (11.19)$$

a przepływ uznaje się za laminarny, gdy:

$$\frac{\rho v_1 d_1}{\eta_p} < Re_{kr} \quad (11.20)$$

Dla rur o średnicy d_0 wartość liczby Hedstroma określa się ze wzoru:

$$He = \frac{\rho d_0^2 \tau_y}{\eta_p^2} \quad (11.21)$$





a przepływ kwalifikuje się jako laminarny, gdy po uwzględnieniu zależności (11.9) uzyskuje się:

$$\frac{\rho v_1 d_1^2}{d_0 \eta_p} < Re_{kr} \quad (11.22)$$

- 3) Dla każdej prędkości v_1 porównuje się charakter przepływu (w wyrobisku o średnicy d_1 oraz w pionowej rurze iniekcyjnej o średnicy d_0) z założeniami umożliwiającymi jej wyznaczenie. Za właściwą uznaje się prędkość v_1 zapewniającą zgodność obliczonych typów przepływów z założeniami
- 4) Dla obliczonej prędkości wypływu określa się opory przepływu w systemie cyrkulacyjnym.

Praktyczna aplikacja opracowanej metodyki

Na podstawie opracowanego algorytmu dokonano obliczeń oporów przepływu podczas zatłaczania zaczynu uszczelniającego do wyrobiska w kopalni. Do obliczeń przyjęto następujące wielkości techniczne systemu zatłaczającego oraz właściwości fizyczne i parametry reologiczne tłoczonego zaczynu:

Długość pionowej kolumny rur tłoczących (iniekcyjnych)	$h_0=100$ m
Średnica wewnętrzna pionowej kolumny rur tłoczących (kolumna iniekcyjna)	$d_0=0,1$ m
Długość początkowego poziomego odcinka wyrobiska	$L_0=10$ m
Długość zasadniczego poziomego wyrobiska korytarzowego	$L_1=500$ m
Średnica wyrobiska przez które tłoczony jest zaczyn	$d_1=0,05$ m
Dopuszczalna wartość ciśnienia wewnętrznego rur tłoczących	$P_{dop}=1.6$ MPa
Gęstość zaczynu uszczelniającego	$\rho=1500$ kg/m ³
Lepkość pozorna zaczynu uszczelniającego	$\eta_p=0,050$ Pas
Granica płynięcia zaczynu uszczelniającego	$\tau_y=0,90$ Pa

W celu wyznaczenia wartości prędkości wypływu zaczynu, zależności (11.15), (11.16) oraz (11.17) sprowadzono do jednego równania w postaci [78]:

$$Rv_1^2 + Sv_1^{1,79} + Tv_1 + U = 0 \quad (11.23)$$

gdzie:

-dla uzyskania równania (11.15) podstawia się:

$$R = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right); \quad S = 0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} \left(\frac{L_1}{d_1^{1,21}} + \frac{d_1^{3,58} (h_0 + L_0)}{d_0^{4,79}} \right); \quad T = 0; \quad U = -\rho g h_0$$

- w celu otrzymania zależności (11.16) podstawia się:





$$R = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right); \quad S = \frac{0,094 \eta_p^{0,21} \rho^{0,79} L_1}{d_1^{1,21}}; \quad T = \frac{32 \eta_p d_1^2 (h_0 + L_0)}{d_0^4};$$

$$U = \frac{16 \tau_y (h_0 + L_0)}{3 d_0} - \rho g h_0$$

- aby uzyskać wzór (11.17) podstawia się:

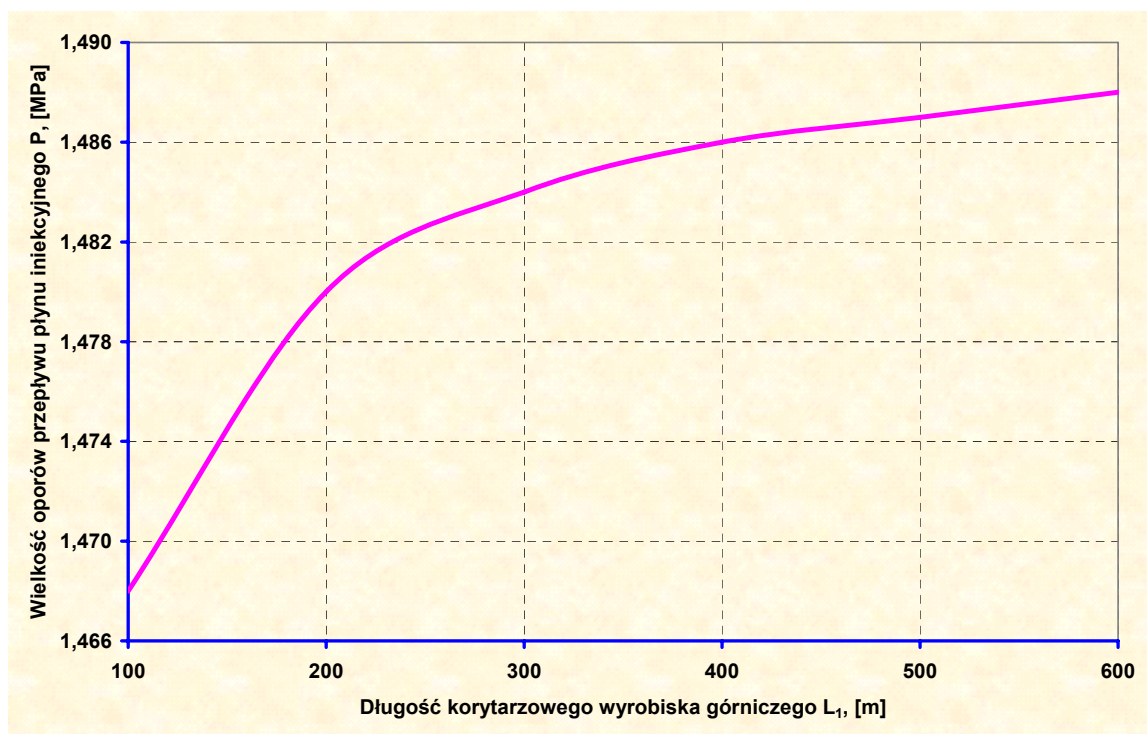
$$R = \left(\frac{d_0^4 - d_1^4}{d_0^4} \right); \quad S = 0; \quad T = 32 \eta_p \left(\frac{L_1}{d_1^2} + \frac{d_1^2 (h_0 + L_0)}{d_0^4} \right);$$

$$U = \frac{16}{3} \tau_y \left(\frac{L_1}{d_1} + \frac{(h_0 + L_0)}{d_0} \right) - \rho g h_0$$

Równanie (11.23) jest równaniem uwikłanym jednej zmiennej, tzn. prędkości wypływu v_1 . Aby je rozwiązać należy zastosować jedną z metod numerycznych.

Obliczenia prędkości wypływu oraz oporów przepływu w systemie cyrkulacyjnym dokonano w oparciu o metodę połowienia przedziału.

Wyniki obliczeń oporów przepływu przedstawiono na rys 11.4



Rys.11.4 Obliczanie sumarycznych oporów przepływu zaczynu uszczelniającego





11.2. Geoinżynierskie metody modyfikujące właściwości fizyko – mechaniczne ośrodka gruntowego i masywu skalnego

Pod pojęciem prac geoinżynierskich należy rozumieć zabieg inżynierski polegający na optymalnym doborze:

- metody,
- technologii,
- właściwości technologicznych świeżego i stwardniałego zaczynu uszczelniającego;

w zależności od istniejących warunków górniczych oraz geologiczno – hydrogeologicznych.

W wyniku prawidłowo przeprowadzonych prac geoinżynierskich, uzyskuje się [15; 33; 45; 55; 59; 82; 85; 92]:

- zmniejszenie przepuszczalności szczelinowatych lub porowatych skał zwięzłych i sypkich, a więc uszczelnienie masywu skalnego,
- poprawę właściwości wytrzymałościowych skał górotworu,
- redukcję osiadania górotworu,
- ograniczenie możliwości upłynięcia się skał górotworu pod wpływem obciążeń dynamicznych oraz zmian warunków hydrogeologicznych,
- zmniejszenie szybkości ruchu wody w szczelinach i przeciwdziałanie możliwości rozwoju sufozji mechanicznej i chemicznej,
- zmniejszenie wysokości strugi filtracyjnej w skałach górotworu,
- obniżenie i bardziej korzystne rozłożenie ciśnienia dynamicznego i statycznego, które mogłoby doprowadzić do odkształcenia skał górotworu,
- zlikwidowanie możliwości powstawania nowych dróg filtracji prowadzących do odkształceń górotworu.

Ośrodek gruntowy i masyw skalny można zaliczyć do układu trójfazowego. Najczęściej składa się on z części stałej zbudowanej z mineralnych ziarn i cząstek. Puste przestrzenie pomiędzy ziarnami i cząstkami wypełnione są najczęściej fazą gazową. Prace inżynierskie związane ze wzmacnianiem i uszczelnianiem gruntów i skał prowadzą do zmniejszenia objętości porów, a więc zwiększenia gęstości ośrodka, co można osiągnąć albo poprzez zagęszczenie gruntu, albo poprzez wypełnienie porów specjalnym materiałem (np. typu pęczniącego) lub zaczynem uszczelniającym o właściwościach wiążących. Objętość porów ma duży wpływ na fizyko – mechaniczne





(wytrzymałość, ścisłość, przepuszczalność), właściwości gruntów (skał) zarówno gruntu spoistego jak i niespoistego. Mimo, że podstawowa zasada wzmacniania obu rodzajów gruntu jest taka sama, to stosowane metody i technologie są różne. Na rys. 11.5 przedstawiono geoinżynierskie metody modyfikujące właściwości fizyko – mechaniczne górotworu.

W sposób ogólny wszystkie technologie wzmacniania i uszczelniania gruntów i skał można podzielić ze względu na charakter oddziaływania na górotwór na trzy grupy (rys. 11.6) [55; 56; 59; 63; 82]:

- **mechaniczna** (zagęszczenie ziarn). W metodzie tej wzmacnianie gruntów odbywa się bez konieczności stosowania dodatkowych materiałów wypełniających (cząstki ulegają przemieszczaniu względem siebie, co prowadzi do zmniejszenia objętości porów oraz wypieranie z nich wody i gazu). W przypadku gruntów ziarnistych (piasek, żwir) zagęszczenie jest uzyskiwane poprzez ubijanie lub wibrowanie, natomiast w przypadku gruntów spoistych (gliny, ropy) – w wyniku wstępnego obciążenia gruntu nasypem lub zastosowania próżni, co znacznie przyspiesza proces konsolidacji gruntu w stosunku do często stosowanego systemu drenażu (prekonsolidacja);
- **fizyko – chemiczna**. W metodzie tej istotną rolę odgrywają pewne zjawiska powierzchniowe, jak oddziaływanie elektrostatyczne, adhezja, sorpcja i wiązania wodorowe występujące na powierzchni kontaktu ziaren lub cząstek gruntowych z materiałem wiążącym. Wzmacnianie ośrodka polega na wprowadzeniu w słabsze warstwy gruntu (w przestrzeń międzyziarnową) dodatkowego nieorganicznego materiału lub zaczynu uszczelniającego ograniczając w ten sposób pory ziarnowe na zasadzie kolmatacji lub właściwości wiążących.

Materiałem uzupełniającym ośrodek gruntowy może być:

- materiał suchy niespoisty (kolumny żwirowe lub piaszkowe oraz zagęszczanie dynamiczne),
- zaczyn uszczelniający o odpowiednich parametrach technologicznych (iniekcje otworowe).

Gdy wytrzymałość gruntu spoistego zależy od sił elektrochemicznych, działających na powierzchniach cząstek ilowych, wówczas te siły mogą być wzmocnione w wyniku hydromechanicznego zmieszania zaczynu z uszczelnionym ośrodkiem



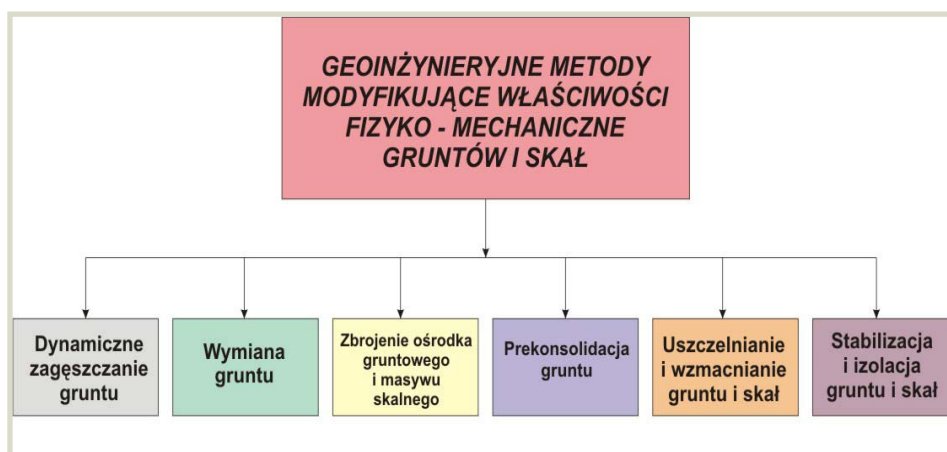
(efekt stabilizacji). Wzmocniony grunt zachowuje się jak materiał kompozytowy o ulepszonych parametrach fizyko – mechanicznych.

➤ **chemiczna.** Sposób ten polega na wprowadzeniu w ośrodek gruntowy lub masyw skalny zaczynu uszczelniającego o właściwościach wiążących w środowisku wodno – gruntowym. Ze względu na rodzaj spoiwa stosowanego do sporządzania zaczynu, można wyróżnić dwa podstawowe rodzaje zaczynów uszczelniających:

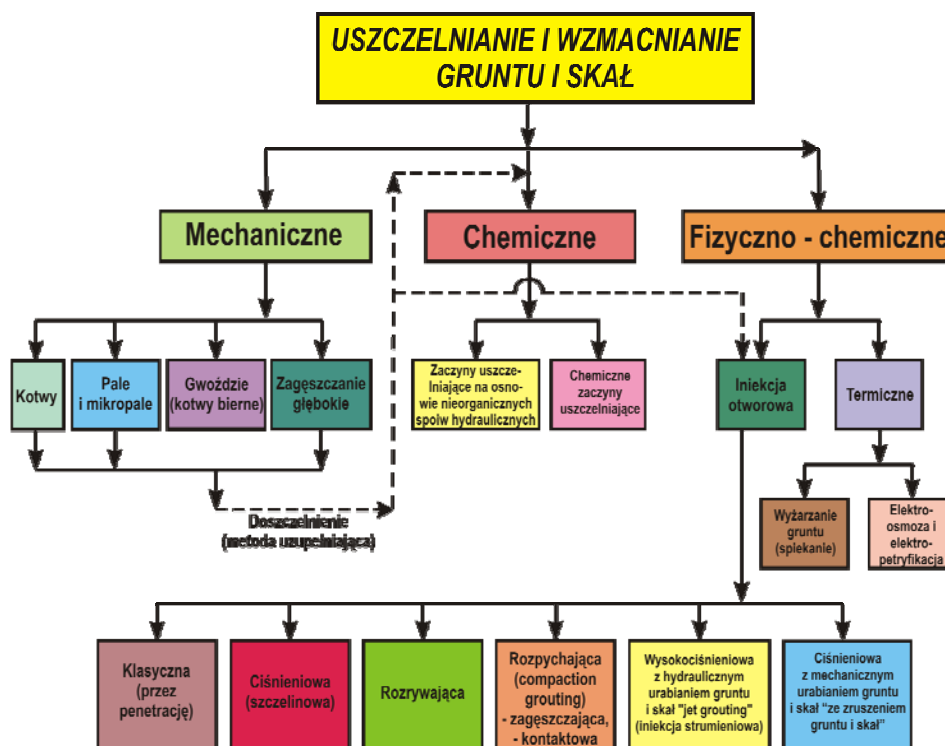
- na osnowie nieorganicznych spoiw hydraulicznych,
- na osnowie spoiw organicznych (tzw. zaczyny chemiczne).

W wyniku stosowania tego sposobu w gruncie powstaje trwały szkielet nośny na skutek procesu wiązania (polimeryzacji) zaczynu z frakcjami gruntowymi. Sztywny szkielet nadający związanemu ośrodkowi gruntowemu znaczną nośność, może być również wypełniony niezwiązanymi cząstkami gruntu. W tym przypadku cząstki te pełnią rolę amortyzatorów sił zewnętrznych działających na szkielet nośny, czego efektem jest zmniejszenie ogólnej sztywności układu.

Przy wzmacnianiu i uszczelnianiu gruntów i skał metodami geoinżynierskimi używa się z jednej strony ośrodek o zmodyfikowanych właściwościach fizyczno – mechanicznych oraz z drugiej – partię gruntu naturalnego (rodzimego lub nasypowego) w jego bezpośrednim otoczeniu. W związku z tym należy się liczyć z całkowicie różnym zachowaniem się pod względem geomechanicznym partii zmodyfikowanej i naturalnej. Wówczas może zachodzić obawa poślizgu na płaszczyznach ich kontaktu.



Rys. 11.5. Podział geoinżynierskich metod zmian właściwości fizyko – mechanicznych gruntów i skał



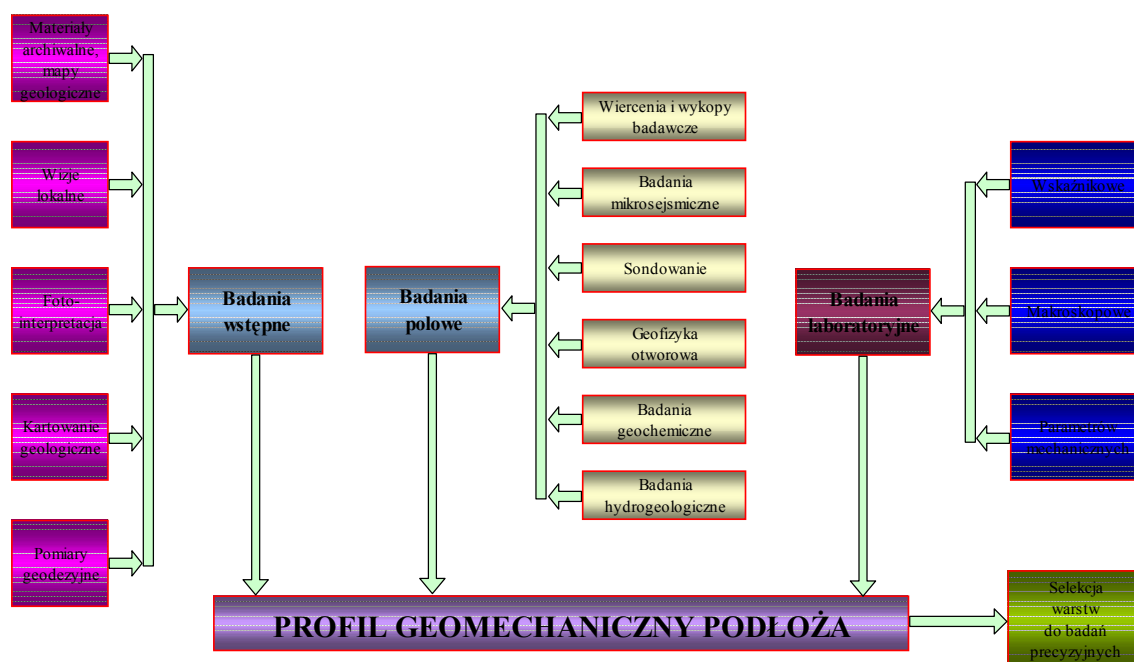
Rys. 11.6 Klasyfikacja metod uszczelniania i wzmocniania ośrodka gruntowego i masywu skalnego [82,85]

11.2.1. Czynniki wpływające na wybór optymalnej metody geoinżynierskiej do likwidacji nieciągłości fizycznej górotworu

Dobór metod, środków technicznych, technologii do likwidacji nieciągłości fizycznej gruntów i skał, wynika przede wszystkim z istniejących warunków górniczo-technicznych w rejonie prowadzonych prac. Warunki górniczo-techniczne występujące w gruntach i skałach wynikają z [56; 82; 84; 85; 94; 95]:

- czynników geologiczno-hydrogeologicznych,
- właściwości fizyko-chemicznych ośrodka gruntowego i masywu skalnego.

Czynniki geologiczno-hydrogeologiczne w odniesieniu do założeń górniczo-technicznych, pozwalają na ustalenie przyczyn nieciągłości fizycznej gruntów i skał oraz rozmiarów możliwych zagrożeń, jak również zakresu projektowanych prac, a ponadto determinują parametry technologiczne prac geoinżynierskich (rys.11.7).



Rys. 11.7. Badanie ośrodka gruntowego i masywu skalnego w aspekcie sporządzania dokumentacji geomechanicznej [84; 85].

Badania geologiczne stanowią wstęp do opracowania projektu technicznego i wyboru odpowiednich metod realizacji, uwzględniających umiejscowienie punktów, w których mogą powstać trudności i nieprzewidziane przerwy przebiegu robót.

Opinie geotechniczne stanowią wytyczne do podejmowania decyzji o lokalizacji, sposobie wykonania, rodzaju konstrukcji, uzbrojeniu terenu, wpływie inwestycji na środowisko itp. Stanowią one integralną część projektów, wyprzedzając i sterując etapami projektowania. W studium przedprojektowym, bo za takie należy uznać opracowanie geotechniczne, główny nacisk kładzie się na budowę geologiczną, opisaną na podstawie materiałów archiwalnych, wizji lokalnych, kartowania geologicznego czy wierceń badawczych. W projektach technicznych wymagane jest określenie cech fizycznych i mechanicznych gruntów i skał uzyskiwane za pomocą badań polowych i laboratoryjnych.

Na podstawie właściwości fizyko-chemicznych gruntów i skał górotworu dokonuje się wyboru rodzaju metody i zakresu prac geoinżynierskich.

Przy doborze metod i środków związanych z likwidacją nieciągłości fizycznej gruntów i skał, konieczne jest również uwzględnienie kryterium ekonomicznego. Analiza ekonomiczna powinna być dokonana na podstawie oceny możliwości realizacji prac i jej opłacalności w różnych przypadkach górniczo-geologicznych. Wynikiem przepro-

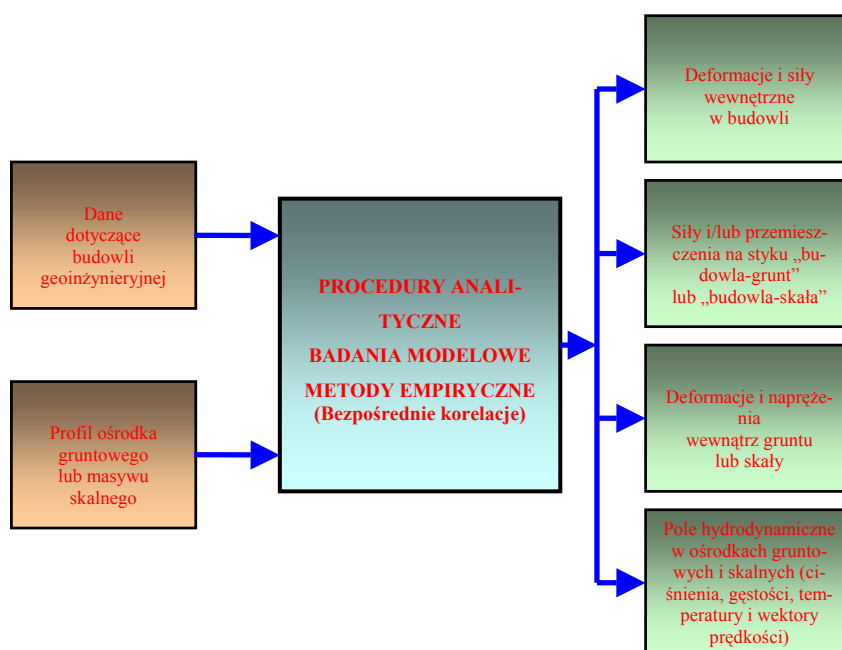


wadzonej analizy jest wybór optymalnego rozwiązania technologicznego dla konkretnych warunków ośrodka gruntowego lub masywu skalnego.

Założenia górniczo-techniczne są podstawą dla kompleksowego doboru metod i środków do likwidacji nieciągłości fizycznej górotworu oraz ograniczenia występujących zagrożeń naturalnych.

Oprócz analizy czynników natury geologicznej należy również przy projektowaniu prac geoinżynierskich uwzględnić (rys. 11.8):

- procesy zachodzące w gruntach lub skałach przy wzajemnym oddziaływaniu obiektu inżynierskiego i ośrodka gruntowego lub masywu skalnego,
- prognozy geologiczno-inżynierskie pod kątem możliwości wystąpienia zarówno ilościowego i jakościowego (modele statyczne i dynamiczne) oddziaływania procesów natury geologicznej na realizowany, a następnie eksploatowany obiekt inżynierski.



Rys. 11.8. Procedura prognozowania wielkości projektowych w geoinżynierii [85].

Na wybór metody oraz skuteczności prac geoinżynierskich wpływ mają:

- morfologia terenu, wiek, geneza, facja oraz warunki występowania utworów geologicznych,
- litologia uszczelnianych skał,
- skład mineralno-chemiczny i petrograficzny (skład mineralogiczny, uziarnienie skał, struktura, tekstura, zasolenie, skład kationów wymiennych),



- parametry fizyczne skał (stopień zwietrzenia, obecność lub brak szczelin, zawodnienie, porowatość, średnice cząstek, sferyczność, kształt ziarn, szorstkość, przepuszczalność, właściwości filtracyjne, stopień zagęszczenia),
- parametry mechaniczne skał (wytrzymałość na ściskanie, rozciąganie, zginanie, ścinanie, szczelinowanie oraz odkształcalność),
- odporność na działanie czynników wietrzeniowych,
- gęstość objętościowa i właściwa skał,
- wielkość ciśnienia hydrostatycznego w uszczelnianej strefie gruntów lub skał,
- stopień zwięzłości skał, zdolność do rozluźnienia struktury,
- kierunek i prędkość filtracji wód nasycających skały,
- zmiany fizykochemiczne, zachodzące w uszczelnianych warstwach pod wpływem działania na nie wód złożowych (gruntowych) jak również płuczki wiertniczej i zaczynu uszczelniającego,
- skład chemiczny wód złożowych (gruntowych) występujących w uszczelnianym interwale ośrodka gruntowego lub masywu skalnego,
- głębokość i sposób zalegania oraz miąższość warstw wodonośnych i chłonnych przeznaczonych do uszczelniania,
- wielkość ciśnienia złożowego oraz szczelinowania skał,
- wymagane parametry fizyko-mechaniczne skał (nośność, sztywność, ściśliwość, przepuszczalność, stopień zagęszczenia, wytrzymałość mechaniczna) po wykonanych pracach geoinżynierskich.

11.2.2. Uszczelnianie górotworu metodą iniekcji otworowej

Jednym z najbardziej technicznie uzasadnionych rozwiązań technologicznych, umożliwiających wzmocnienie, uszczelnienie, stabilizację i izolację ośrodka gruntowego i masywu skalnego, jest metoda iniekcji otworowej.

Polega ona na wykonaniu otworu wiertniczego (zwanego otworem iniekcyjnym), a następnie wtłoczenie przez ten otwór, odpowiednio dobranego pod względem receptury i parametrów technologicznych, zaczynu uszczelniającego.

Metody geoinżynierskie wykorzystujące iniekcję otworową można podzielić na [54; 55; 82; 84; 85]:

- **iniekcję klasyczną** (przez penetrację), polegającą na powolnym wtłaczaniu w luźne grunty różnego rodzaju zaczynów uszczelniających, które po określonym czasie





wiązania przechodzą z cieczy w ciało stałe i spajają ziarna mineralne gruntów i skał w monolit. Iniekcję klasyczną można stosować jedynie w przypadku gruntów o współczynniku filtracji większym od 10^{-3} m/s. Zaczyny wprowadza się w uszczelniony ośrodek przez tzw. rury (przewód) iniekcyjny z perforacją lub rury z otwartym końcem lub przez nieuzbrojony otwór iniekcyjny;

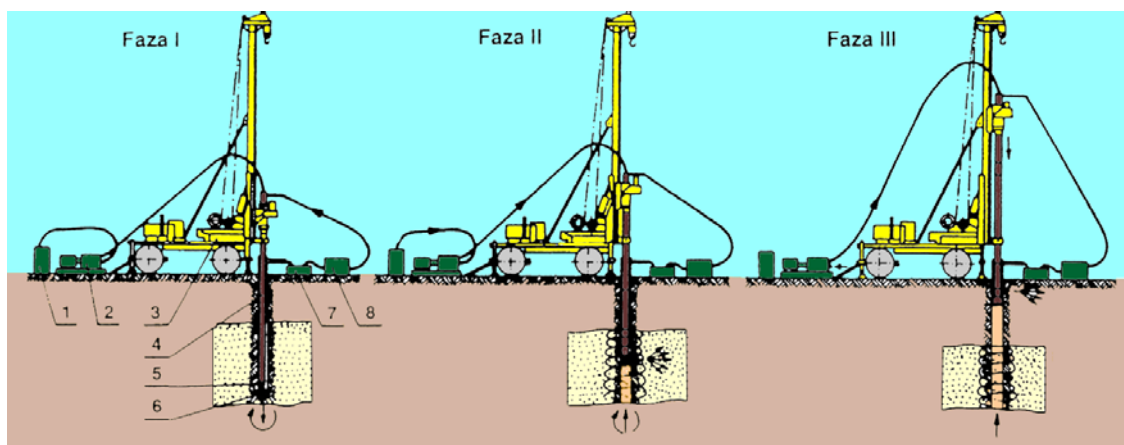
- **iniekcję ciśnieniową** (szczelinową), która najczęściej znajduje zastosowanie przy wzmacnianiu i uszczelnianiu skał szczelinowatych. W tym rozwiązaniu technologicznym zaczyny uszczelniające włacza się przez specjalne uszczelki (nabojnice) iniekcyjne założone do otworów odwierconych w skale. Skuteczność zabiegów iniekcyjnych, wykonywanych w celu wzmacniania i uszczelniania spękanych i szczelinowatych skał, zależy w dużej mierze od prawidłowego zaprojektowania parametrów procesu iniekcyjnego. Ciśnienie pod jakim włacza się zaczyny uszczelniające w masyw skalny jest funkcją trzech wielkości:
 - wymiaru szczelin lub przestrzeni międzyziarnowych,
 - możliwego lub koniecznego zasięgu uszczelnianej strefy uszczelnień w funkcji odległości od otworu tłocznego,
 - lepkości i gęstości zaczynu uszczelniającego.
- **iniekcję rozrywającą** [84; 95] stosowaną najczęściej w momencie występowania problemów geomechanicznych w specjalistycznym budownictwie podziemnym. Stosuje się ją wszędzie tam, gdzie klasyczna iniekcja, służąca do przygotowania podłoża pod posadowienie nowych obiektów lub naprawy posadowienia obiektów istniejących nie może być aplikowana.
- **iniekcję rozpychającą** [94; 95], która polega na włączaniu w podłoże gruntowe stabilnego materiału wypełniającego, powodującego zagęszczenie gruntów niespoistych lub wzmocnienie gruntów spoistych i organicznych. Wprowadzanie wypełniacza w podłoże odbywa się pod ciśnieniem do ok. 4 MPa w czasie podciągania przewodu wiertniczego. Zasadnicze znaczenie dla przebiegu i skuteczności tego typu iniekcji ma umiejętność właściwego doboru wszystkich parametrów procesu, w tym szczególnie składu, ilości i sposobu włączania zaczynu uszczelniającego.
- **iniekcję wysokociśnieniową** z hydraulicznym urabianiem gruntu i skał - „jet grouting”. Wzmacnianie i uszczelnianie ośrodka gruntowego metodami iniekcji konwencjonalnej, ma ograniczony zakres stosowania. Zakres ten zależy od właściwości





hydraulicznych gruntów i skał, a zwłaszcza wielkości i drożności kanalików kapilarnych. Przy niskich współczynnikach przepuszczalności skał, wtłaczanie zaczynów napotyka na duże trudności i staje się niemożliwe w przypadku skał o współczynniku filtracji poniżej 10^{-7} m/s, przy użyciu zaczynów uszczelniających o lepkości nawet zbliżonej do lepkości wody. Największym osiągnięciem technicznym i technologicznym w opracowaniu sposobu na wzmacnianie i uszczelnianie trudno przepuszczalnego ośrodka jest metoda o nazwie „jet grouting” w literaturze krajowej nazywana obecnie ciśnieniowo – strumieniowa lub wysokociśnieniowa z hydraulicznym urabianiem skał [54; 55; 59; 85]. Generalnie metoda „jet grouting” polega na zatłaczaniu pod wysokim ciśnieniem zaczynów uszczelniających przez przewód wiertniczo – iniekcyjny zaopatrzony w jedną lub więcej dysz, przy równoczesnym, stałym podnoszeniu zestawu do góry. Najistotniejszą zaletą metody „jet grouting” jest możliwość wzmacniania i uszczelniania gruntów i skał praktycznie nieprzepuszczalnych dla wody, a więc utworów ilastych, namulów, silnie zailonych piasków, kurzawek itp. Taki ośrodek gruntowy lub maszyn skalny może zawierać do 50 % żwirów o wymiarach ziarn nie przekraczających 30 mm. Zasięg oddziaływania strumienia zaczynu uszczelniającego na skały jest wprost proporcjonalny do prędkości jego wypływu z dysz iniekcyjnych, a tym samym do wielkości jego energii kinetycznej. W momencie wypływu zaczynu przez dysze iniecyjne, następuje zamiana energii potencjalnej na kinetyczną. Na podstawie przeprowadzonych prób stwierdzono, że ciśnienie zatłaczania zaczynu uszczelniającego powinno wynosić od 25 do 50 MPa. Wówczas wartość mocy oddziałującej na ośrodek gruntowy lub maszyn skalny może wynosić od 13 do 130 kW. A zatem, ciśnienie tłoczenia zaczynu nie jest przenoszone bezpośrednio do ośrodka, w związku z czym zachodzi pytanie czy celowe jest określanie tej metody mianem iniekcji wysokociśnieniowej. Być może, z punktu widzenia zjawisk fizycznych, należałoby rozważyć, jako wielkość kryterialną, wartość parcia dynamicznego oddziaływania zaczynu na uszczelniony ośrodek. Schemat iniekcji wysokociśnieniowej z hydraulicznym urabianiem skał przedstawiają rysunki 11.9 i 11.10

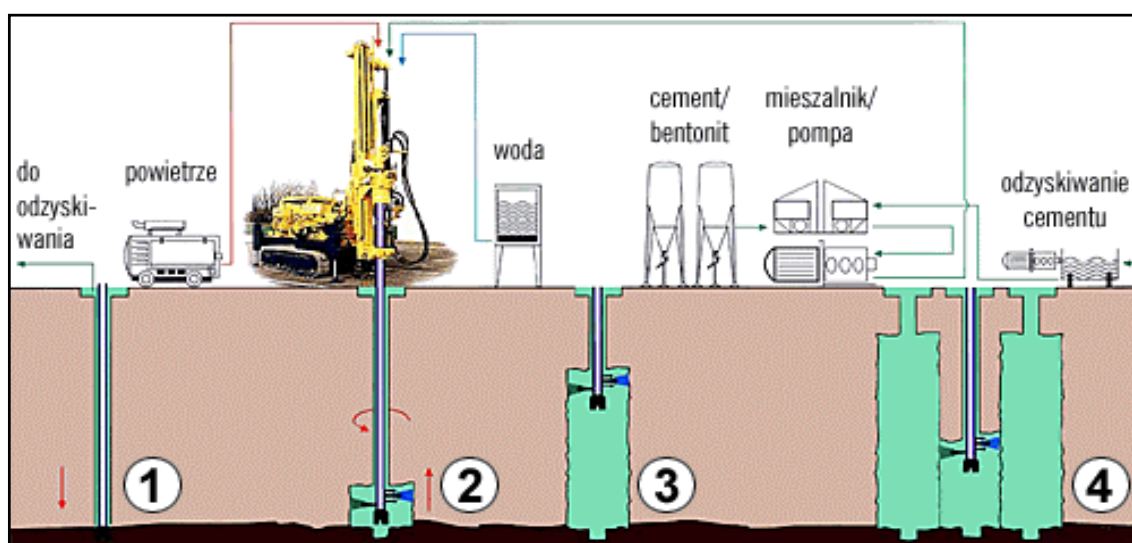




Rys.11.9. Fazy wykonywania iniekcji strumieniowo - ciśnieniowej [27; 28; 82]

Faza I – wiercenie otworu iniekcyjnego; Faza II – iniekcja strumieniowo-ciśnieniowa z ruchem obrotowym i poosiowym iniektora; Faza III – wyciąganie przewodu z płukaniem iniektora.

1- zbiornik na zaczyn uszczelniający; 2- wysokociśnieniowa pompa iniekcyjna; 3- wiertnica; 4- przewód wiertniczo – iniekcyjny; 5- łącznik iniekcyjny; 6- świder; 7- zbiornik na płuczkę wiertniczą; 8- pompa płuczkowa.



Rys. 11.10. Fazy wykonywania iniekcji ciśnieniowo – strumieniowej [59]

1 - wiercenie, 2 - rozluźnienie górotworu, 3 - cementacja (iniekcja), 4 - formowanie bryły iniekcyjnej

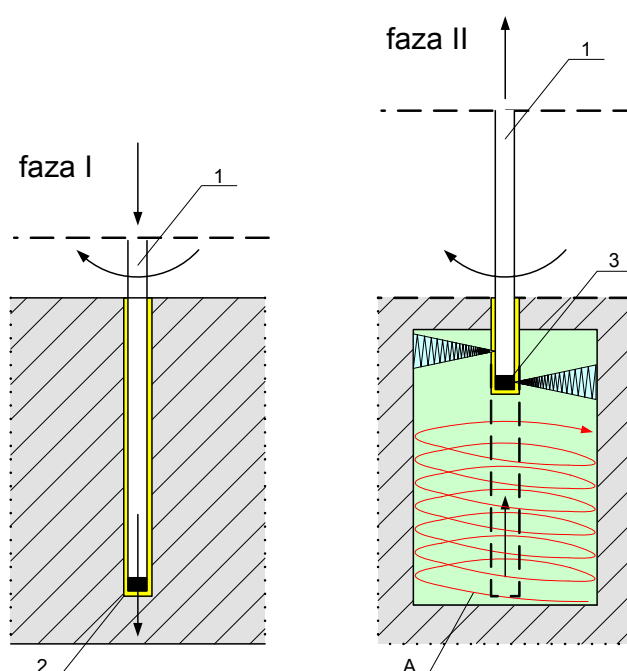
- **iniekcję ciśnieniową z mechanicznym urabianiem gruntu i skał**, tzw. „ze zruszeniem gruntu i skał”. Sposób ten polega na wprowadzeniu w uszczelniający ośrodek przewodu wiertniczego zaopatrzonego na końcu w ostrze (noże obracające lub kształtkę w postaci obręczy). W czasie wyciągania przewodu wiertniczego z otworu iniekcyjnego nadaje się mu ruch obrotowy, wskutek czego następuje zruszanie gruntu lub skał przez noże lub obracającą się kształtkę. Jednocześnie przez



Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi w otoczeniu likwidowanych kopalń.
Kraków 2007 r.

końcówkę przewodu wiertniczego wtlacza się pod ciśnieniem zaczyny uszczelniającej, przeważnie typu chemicznego. Prędkość obrotowa przewodu wiertniczego jest odpowiednio dostosowana do rodzaju ośrodka, warunków geologicznych i wymaganej objętości zatłaczanego zaczynu uszczelniającego celem uzyskania bryły o zamierzonych rozmiarach. Zestalone grunty (skały) mają kształt walców, których średnica odpowiada średnicy kształtki umocowanej na przewodzie wiertniczym. Otrzymany w wyniku wzmacniania górotwór ma znacznie wyższe własności mechaniczne niż otaczający go ośrodek.

Schemat iniekcji ze zruszaniem ośrodka objaśnia rys.11.11.



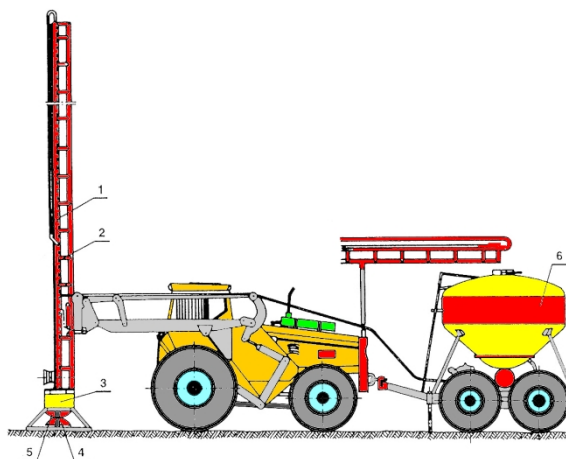
Rys.11.11. Schemat iniekcji ze zruszaniem ośrodka.

Faza I – wprowadzenie przewodu wiertniczego – iniekcyjnego do wzmacnianego ośrodka;

Faza II – podnoszenie przewodu wiertniczego – iniekcyjnego z obrotowym zruszeniem ośrodka i jednoczesnym wtlaczaniem zaczynu iniekcyjnego.

A- strefa utwardzonego ośrodka; 1- przewód wiertniczo – iniekcyjny; 2- narzędzie skrawające; 3- dysza iniekcyjna i narzędzie zruszające ośrodek.

Urządzenia do stabilizacji z jednoczesnym zruszaniem gruntów lub skał są urządzeniami przewoźnymi (rys. 11.12). Składają się one z masztu wiertniczego wysokości do 10 m, pomp do zatłaczania oraz zbiorników na środki służące do sporządzania zaczynów uszczelniających. Zewnętrzna średnica przewodu wiertniczego wynosi 44 mm. Kształtka zamocowana na końcu przewodu wykonana jest w formie półkola o średnicy 0,5 m. Prędkość obrotowa przewodu wiertniczego w czasie jego wyciągania z uszczelnianego ośrodka wynosi około $1,25 \text{ s}^{-1}$.



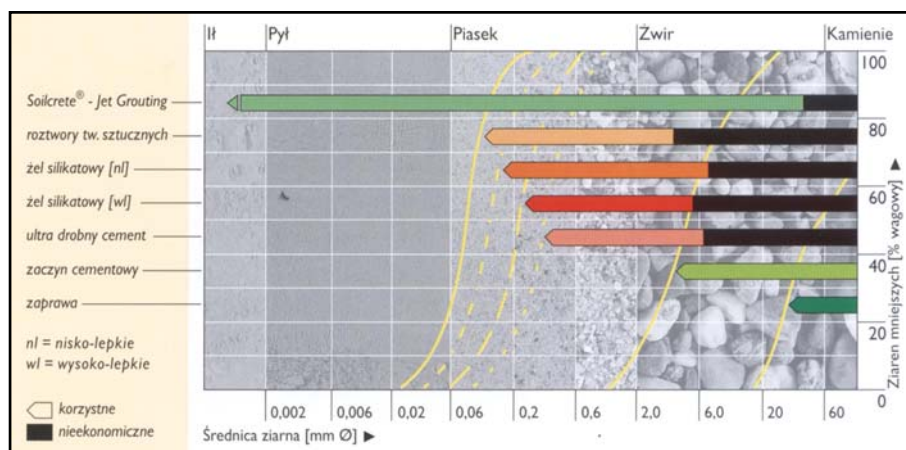
Rys.11.12. Urządzenie do iniekcji ciśnieniowej z jednoczesnym mechanicznym urabianiem skał luźnych [55]

1- maszt wiertniczy; 2- przewód wiertniczy; 3- napęd przewodu wiertniczego; 4- świder ślimakowy; 5- kształtka w postaci obręczy; 6- zbiornik na środki służące do sporządzania zaczynu uszczelniającego.

12. KRYTERIA DOBORU ZACZYNÓW DO WZMACNIANIA I USZCZELNIANIA GÓROTWORU W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW

Jednym z najbardziej istotnych czynników – oprócz wyboru optymalnej metody i technologii – wpływających na skuteczność likwidacji deformacji nieciągłych w rejonie występowania płytkiej, starej eksploatacji górniczej metodami geoinżynieryjnymi jest dobór rodzaju zaczynu uszczelniającego, o odpowiednich parametrach technologicznych, do istniejących warunków geologicznych, geotechnicznych i hydrogeologicznych rys. 12.1

Dobór odpowiedniego zaczynu nie może być dziełem przypadku, czy też wynikiem do końca nie zrealizowanych badań laboratoryjnych.



Rys. 12.1. Dobór zaczynu uszczelniającego w zależności od uziarnienia gruntu [94]



Przywracanie wartości użytkowych powierzchni terenu, metodami wiertniczymi w otoczeniu likwidowanych kopalń.
 Kraków 2007 r.



Receptury zaczynów uszczelniających, (ich parametry technologiczne) muszą uwzględniać, przede wszystkim [16; 30; 45; 80]:

- skład petrograficzny i mineralny gruntów i skał przeznaczonych do uszczelniania,
- tektonikę warstw uszczelnianych,
- spękania i szczelinowatości skał,
- parametry wytrzymałościowe gruntów i skał przeznaczonych do uszczelniania lub wzmacniania,
- chłonność warstw przewidywanych do uszczelniania, izolacji i stabilizacji, obecność i skład chemiczny zarówno wód gruntowych jak i złożowych.

Różne właściwości chemiczne i fizyczne gruntów i skał mogą w rozmaity sposób oddziaływać na procesy wiązania i twardnienia zaczynu. Może przy tym zachodzić:

- zmiana pH środowiska gruntowego,
- rozkład minerałów skał z równoczesną możliwością wydzielania się ubocznych produktów reakcji,
- oddziaływanie cząstek minerałów na procesy hydrolizy i hydratacji (polimeryzacji) zachodzące w zaczynach uszczelniających.

Do podstawowych właściwości chemicznych i fizyczno - chemicznych górotworu, które mają wpływ na kinetykę procesów wiązania zaczynów zalicza się:

- skład chemiczny górotworu oraz wód złożowych wypełniających uszczelniany ośrodek,
- odczyn środowiska,
- właściwości sorpcyjne gruntów i skał,
- właściwości buforujące uszczelnianego ośrodka,
- temperaturę w uszczelnianym ośrodku.

Właściwy dobór spoiwa hydraulicznego powinien zapewnić uzyskanie zaczynu, który powinien charakteryzować się między innymi:

- dobrą współpracą z uszczelnionym ośrodkiem o różnym wykształceniu litologicznym, w tym także z minerałami typu ilastego;
- minimalną ekspansją;





- wysoką odpornością na działanie silnie zmineralizowanych wód gruntowych i złożowych;
- małym odstojem oraz niską filtracją;
- względnie niskim kosztem w odniesieniu do celu zadania, jakie ma spełniać w uszczelnianym ośrodku.

Spełnienie tych wymagań ma duże znaczenie dla uzyskania skutecznego efektu uszczelniania gruntów i skał. Z drugiej strony należy zauważyć, że specyficzne warunki panujące w górotworze wymagają udzielenia priorytetu niektórym z parametrów, nawet kosztem innych.

Celem podwyższenia skuteczności zabiegów uszczelniania gruntów i skał w technologiach wiertniczych, prowadzi się badania laboratoryjne umożliwiające określenie wpływu niektórych dodatków mineralnych na kształtowanie się właściwości technologicznych zarówno świeżych, jak i stwardniałych zaczynów cementowych.

Cementy z dodatkami mineralnymi są bardzo częstymi spoiwami hydraulicznymi znajdującymi zastosowanie w różnych dziedzinach działalności inżynierskiej.

Najczęściej stosowanymi dodatkami mineralnymi wprowadzanymi do cementu są:

- popioły lotne ze spalania węgla kamiennego,
- mielone granulowane żużle wielkopiecowe

Popiół lotny zaliczany jest do dodatków o właściwościach pucolanowych, natomiast mielony granulowany żużel wielkopiecowy charakteryzuje się aktywnością pucolanowo – hydrauliczną.

W miarę rozwoju technologii uszczelniania i wzmacniania gruntów i skał metodami iniekcji otworowej pojawia się konieczność stosowania nowej generacji spoiw hydraulicznych tzw. geopolimerów, z których można otrzymywać zaczyny uszczelniające, o wymaganych parametrach technologicznych oraz o zwiększonej trwałości.

Zaczyny na bazie geopolimerów, oparte wyłącznie o składniki pochodzenia nieorganicznego otrzymuje się poprzez modyfikację składu odpowiednio zestawionych i przygotowanych zaczynów cementowych i żużlowo – alkalicznych, modyfikowanych meta-kaolinem lub produktami dehydratacji minerałów ilastych o właściwościach pucolanowych, a także zarodków naturalnych zeolitów [4; 5; 46; 80].





Stosowanie nowoczesnych metod projektowania składu zaczynów uszczelniających oraz nowych technologii pozwala na uzyskanie efektów technologiczno-technicznych w postaci:

- zmniejszenia zużycia zaczynu,
- ograniczenia rozmywania i wypłukiwania zaczynu przez wody złożowe przed jego związaniem,
- kontrolowanego i ściśle określonego czasu wiązania w zakresie od kilku minut do kilku godzin w zależności od stosowanej technologii zatłaczania zaczynu,
- skrócenia (do minimum) czasu potrzebnego do uszczelnienia gruntów lub skał,
- uzyskania zgodności z otoczeniem. Skład chemiczny cieczy zarobowej oraz zaczynu powinien odpowiadać uszczelnionemu ośrodkowi pod względem chemicznym, a w szczególnych przypadkach również i stopniowi rozpuszczalności,
- doboru odpowiednich parametrów reologicznych dla warunków uszczelnianego gruntu lub skał.

Prawidłowo dobrane parametry reologiczne umożliwiają obliczenie oporów przepływu zaczynu w systemie cyrkulacyjnym do miejsca lokowania zaczynu. Znajomość oporów hydraulicznych pozwala z kolei na:

- racjonalny i skuteczny dobór parametrów technologicznych iniekcji otworowej,
- określenie zasięgu penetracji (tzw. promienia iniekcji) zaczynu uszczelniającego w ośrodku gruntowym lub masywie skalnym,
- zapewnienie odpowiedniej mechanicznej wytrzymałości oraz długoletniej trwałości stwardniałych zaczynów,
- utworzenie prze te zaczyny, po związaniu, ciała stałego o porównywalnych właściwościach mechanicznych z naturalnym górotworem, dzięki czemu zapewnia się stabilność oraz konsolidację górotworu, przy równoczesnym wyeliminowaniu przyczyn występowania dodatkowych przemieszczeń i deformacji uszczelnionego ośrodka,
- uwzględnianie czynnika ekonomiczno – ekologicznego - celem minimalizowania kosztów związanych z ceną jednostkową zaczynów, bardzo często można zastosować zazwyczaj tanie, a niekiedy odpadowe materiały (np. hy-





drauliczno – pucolanowe), czyli spoiwa nowej generacji, tzw. geopolimery o zwiększonej trwałości.

Reasumując należy stwierdzić, że w celu zapewnienia wysokiej skuteczności wykonywanych prac uszczelniających należy używać zaczynów, które muszą spełniać równocześnie minimum kilka kryteriów [78; 83; 85].

Pierwszym z nich jest warunek zgodności pod względem fizyko-chemicznym z otoczeniem.

Drugi warunek wynika z kryterium przetłaczania zaczynu. Realizuje się go poprzez odpowiedni dobór modelu reologicznego i parametrów reologicznych zaczynu uszczelniającego. Prawidłowo wyznaczone parametry reologiczne umożliwiają bowiem obliczenie oporów przepływu zaczynu w systemie cyrkulacyjnym, od agregatów zatłaczających, do miejsca jego lokowania. Znajomość oporów hydraulicznych pozwala na:

- racjonalny dobór technologii uszczelniania górotworu,
- określenie strat ciśnień w układzie cyrkulacyjnym,
- ocenę rozkładu gradientu ciśnienia hydrostatycznego słupa zaczynu uszczelniającego przy jego wtłaczaniu w górotwór,
- określenie prędkości sedymentacji zaczynu (jeżeli występuje),
- projektowanie strumienia objętości tłoczenia zaczynu uszczelniającego zapewniającego właściwe warunki przepływu w górotworze,
- określenie promienia zasięgu rozchodzenia się zaczynu w górotworze w przypadku stosowania otworowej iniekcji ciśnieniowej.

Trzecim wymogiem jest potrzeba zapewnienia odpowiedniej wytrzymałości oraz trwałości stwardniałych zaczynów uszczelniających, powstałych na skutek procesów fizykochemicznych. Receptury zaczynów powinny być tak dobrane, by utworzone ciało stałe miało właściwości mechaniczne takie same lub porównywalne z właściwościami naturalnego górotworu. Zapewniając stabilność i konsolidację zarówno ośrodka gruntowego jak i masywu skalnego eliminuje się przyczyny występowania dodatkowych przemieszczeń i deformacji w górotworze.

Czwarty warunek powinien uwzględniać czynnik ekonomiczno – ekologiczny. Celem zminimalizowania kosztów związanych z ceną jednostkową zaczynów, można sto-





sować dla odpowiednich warunków zazwyczaj tanie, a niekiedy odpadowe dodatki (np. pucolanowe).

Wykorzystanie tego typu dodatków do sporządzania zaczynów może wpłynąć na:

- polepszanie parametrów technologicznych świeżych i stwardniałych zaczynów,
- zmniejszanie kosztów receptury zaczynu,
- utylizację składowanych materiałów (dodatków), a w konsekwencji na zmniejszenie bezpieczeństwa degradacji środowiska naturalnego.

12.1. Prognozowanie wartości parametrów technologicznych świeżych i stwardniałych zaczynów uszczelniających do prac iniekcyjnych

Poszczególne parametry technologiczne świeżych i stwardniałych zaczynów uszczelniających przyjmują różne wartości. Zmienność ta jest wynikiem wzajemnych proporcji poszczególnych składników zaczynu oraz ich składu chemicznego.

Ze względu na duże różnice w wartościach bezwzględnych i zakresach zmienności oraz odmienne wymiary fizyczne poszczególnych wielkości (np.: gęstość zaczynu $\rho = 1720 \text{ kg/m}^3$, lepkość pozorna $\eta_a = 0,14 \text{ Pa}$), wydaje się za celowe dokonanie ich unifikacji. Zabieg ten ma na celu stworzenie warunków dla porównywalności wartości i skal poszczególnych wielkości ze sobą oraz ich aplikacji dla przyjętej funkcji kryterialnej w postaci [83]:

$$K = \sum_{i=1}^N w_i f_i \rightarrow \max \quad (12.1)$$

Dla realizacji tego zagadnienia należy przeprowadzić normalizację wartości poszczególnych zmiennych F_i do wartości f_i zawartych w przedziale $[0,1]$. W tym celu dla każdej wielkości fizycznej czy parametru reologicznego lub technologicznego F_i ustala się dopuszczalny zakres jego zmienności:

$$F_i \in [F_{\min}, F_{\max}] \quad (12.2)$$

Dopuszczalny zakres zmienności wartości F_i , wynika z możliwości techniczno-technologicznych sporządzania i stosowania zaczynów uszczelniających. Znormalizowaną wartość f_i zmiennej F_i obliczać należy z odpowiednich wzorów,





w zależności od wpływu analizowanej zmiennej na wartość funkcji kryterialnej. W przypadku gdy wpływ danej zmiennej na wartość funkcji kryterialnej jest wprost proporcjonalny, wówczas znormalizowaną wartość f_i zmiennej F_i przyjmować należy ze wzoru:

$$f_i \in \frac{F_i - F_{\min}}{F_{\max} - F_{\min}} \quad (12.3)$$

W przypadku gdy wpływ danej zmiennej na wartość funkcji kryterialnej jest odwrotnie proporcjonalny, powinno się stosować zależność:

$$f_i \in \frac{F_{\max} - F_i}{F_{\max} - F_{\min}} \quad (12.4)$$

12.2. Określanie wag istotności poszczególnych właściwości zaczynów uszczelniających

Wyznaczenie wag istotności poszczególnych właściwości zaczynów uszczelniających jest najtrudniejszym zagadnieniem, realizowanym podczas procesu doboru optymalnego zaczynu uszczelniającego do prac iniekcyjnych. Wielkość wag zależy od celu i rezultatów stosowanych prac inżynierskich. Różna jest bowiem hierarchia ważności poszczególnych właściwości fizycznych, czy parametrów technologicznych. Dla każdej operacji technologicznej można wyróżnić następujące grupy parametrów technologicznych zaczynów uszczelniających: I grupa- parametry bardzo istotne; II grupa- parametry istotne; III grupa- parametry mało istotne; oraz w obrębie każdej z grup ustalić rosnącą hierarchię ważności poszczególnych właściwości.

Przykładowy podział parametrów technologicznych zaczynów uszczelniających na grupy istotności oraz ich hierarchię w poszczególnych grupach, dla różnych celów stosowania zaczynów przedstawiono w tabeli 12.1.

Grupa istotności	Wzmacnianie gruntu i skał		Wypełnianie starych zrobów oraz pustek w górotworze	
I	1	wytrzymałość na ściskanie stwardniałego zaczynu cementowego,	1	gęstość
	1	wytrzymałość na zginanie stwardniałego zaczynu cementowego,	1	filtracja
	2	koszt sporządzenia 1-go metra zaczynu cementowego	2	sedymantacja





			3	początek wiązania zaczynu cementowego,
			3	koniec wiązania zaczynu cementowego,
			4	koszt sporządzenia 1-go metra zaczynu cementowego
II	1	lepkość umowna,	1	lepkość umowna,
	1	lepkość plastyczna	1	lepkość plastyczna
	1	lepkość pozorną,	1	lepkość pozorną,
	1	granica płynięcia,	1	granica płynięcia,
	1	wytrzymałość strukturalna,	1	wytrzymałość strukturalna,
	2	jednostkowe opory przepływu	2	jednostkowe opory przepływu
	3	początek wiązania zaczynu cementowego,	3	rozlewność,
	3	koniec wiązania zaczynu cementowego,		
III	1	gęstość	1	wytrzymałość na ściskanie stwardniałego zaczynu cementowego,
	1	filtracja,	1	wytrzymałość na zginanie stwardniałego zaczynu cementowego,
	2	sedymencja,	2	pH filtratu
	3	rozlewność,		
	4	pH filtratu		

Tabela 12.1. Hierarchizacja parametrów technologicznych zaczynów uszczelniających dla różnych celów stosowania

Wstępny dobór wartości wag należy dokonać przyjmując proporcjonalny wpływ hierarchii w poszczególnych grupach na funkcję celu (12.1) oraz zakładając, że najmniejsza wartość wagi grupy istotniejszej jest k-krotnie (np. dwukrotnie) większa od największej wartości grupy mniej istotnej.

Dla tak przyjętych założeń, na wstępie oblicza się lokalne wagi każdego parametru wewnątrz poszczególnych grup ze wzorów;

- dla grupy pierwszej:

$$W_{GI,j} = \frac{h_{GI,max} - h_{GI,j} + 1}{\sum_{j=1}^{N_{GI}} (h_{GI,max} - h_{GI,j} + 1)} \quad (12.5a)$$

- dla grupy drugiej:

$$W_{GII,j} = \frac{h_{GII,max} - h_{GII,j} + 1}{\sum_{j=1}^{N_{GII}} (h_{GII,max} - h_{GII,j} + 1)} \quad (12.5b)$$

- dla grupy trzeciej:

$$W_{GIII,j} = \frac{h_{GIII,max} - h_{GIII,j} + 1}{\sum_{j=1}^{N_{GIII}} (h_{GIII,max} - h_{GIII,j} + 1)} \quad (12.5c)$$





Następnie oblicza się globalne wagi każdego parametru zaczynu w poszczególnych grupach.

- dla grupy pierwszej:

$$w_{GI,j} = W_{GI,j} \cdot \frac{k^2 \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} \cdot \frac{W_{GII,1}}{W_{GI,N_{GI}}}}{1 + k \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} + k^2 \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} \cdot \frac{W_{GII,1}}{W_{GI,N_{GI}}}} \quad (12.6a)$$

- dla grupy drugiej:

$$w_{GII,j} = W_{GII,j} \cdot \frac{k \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}}}{1 + k \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} + k^2 \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} \cdot \frac{W_{GII,1}}{W_{GI,N_{GI}}}} \quad (12.6b)$$

- dla grupy trzeciej:

$$w_{GIII,j} = W_{GIII,j} \cdot \frac{1}{1 + k \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} + k^2 \cdot \frac{W_{GIII,1}}{W_{GII,N_{GII}}} \cdot \frac{W_{GII,1}}{W_{GI,N_{GI}}}} \quad (12.6c)$$

Globalne wartości wag w_i w całej populacji zaczynów wyznacza się z zależności:

- dla $0 < i \leq N_{GI}$

$$w_i = w_{GI,j}, \quad \text{gdzie } j=i \quad (12.7a)$$

- dla $N_{GI} < i \leq N_{GI} + N_{GII}$

$$w_i = w_{GII,j}, \quad \text{gdzie } j=i-N_{GI} \quad (12.7b)$$

- dla $N_{GI} + N_{GII} < i \leq N_{GI} + N_{GII} + N_{GIII}$

$$w_i = w_{GIII,j}, \quad \text{gdzie } j=i-N_{GI}-N_{GII} \quad (12.7c)$$

Projektując wzmacnianie gruntów i skał, przy użyciu zaczynu uszczelniających, dokonano przykładowych obliczeń wag istotności poszczególnych parametrów zaczynu. Dla realizacji tego zagadnienia wykorzystano dane zawarte w tabeli 12.1 Wyniki obliczeń zestawiono w tabeli 12.2

Właściwość zaczynu	Grupa istotności	$h_{G,i}$	$W_{G,i}$	w_i
wytrzymałość na ściskanie stwardniałego zaczynu cementowego,	I	1	0,4	0,236453





wytrzymałość na zginanie stwardniałego zaczynu cementowego		1	0,4	0,236453
koszt sporządzenia 1-go metra zaczynu cementowego		2	0,2	0,118227
lepkość umowna	II	1	0,157895	0,059113
lepkość plastyczna		1	0,157895	0,059113
lepkość pozorna		1	0,157895	0,059113
granica płynięcia		1	0,157895	0,059113
wytrzymałość strukturalna		1	0,157895	0,059113
jednostkowe opory przepływu		2	0,105263	0,039409
początek wiązania zaczynu cementowego		3	0,052632	0,019704
koniec wiązania zaczynu cementowego		3	0,052632	0,019704
gęstość	III	1	0,285714	0,009852
filtracja		1	0,285714	0,009852
sedymentacja		2	0,214286	0,007389
rozlewność		3	0,142857	0,004926
pH filtratu		4	0,071429	0,002463

Tabela 12.2. Obliczenie wag istotności poszczególnych parametrów świeżego i stwardniałego zaczynu uszczelniającego w celu wzmacniania gruntu i skał

12.3. Algorytm obliczeń

W Zakładzie Wiertnictwa i Geoinżynierii Wydziału Wiertnictwa, Nafty i Gazu AGH opracowano procedurę pozwalającą na dobór receptury zaczynu uszczelniającego w zależności od celu realizowanych prac [83].

Główne punkty opracowanej metodyki można scharakteryzować następująco (rys.12.2):

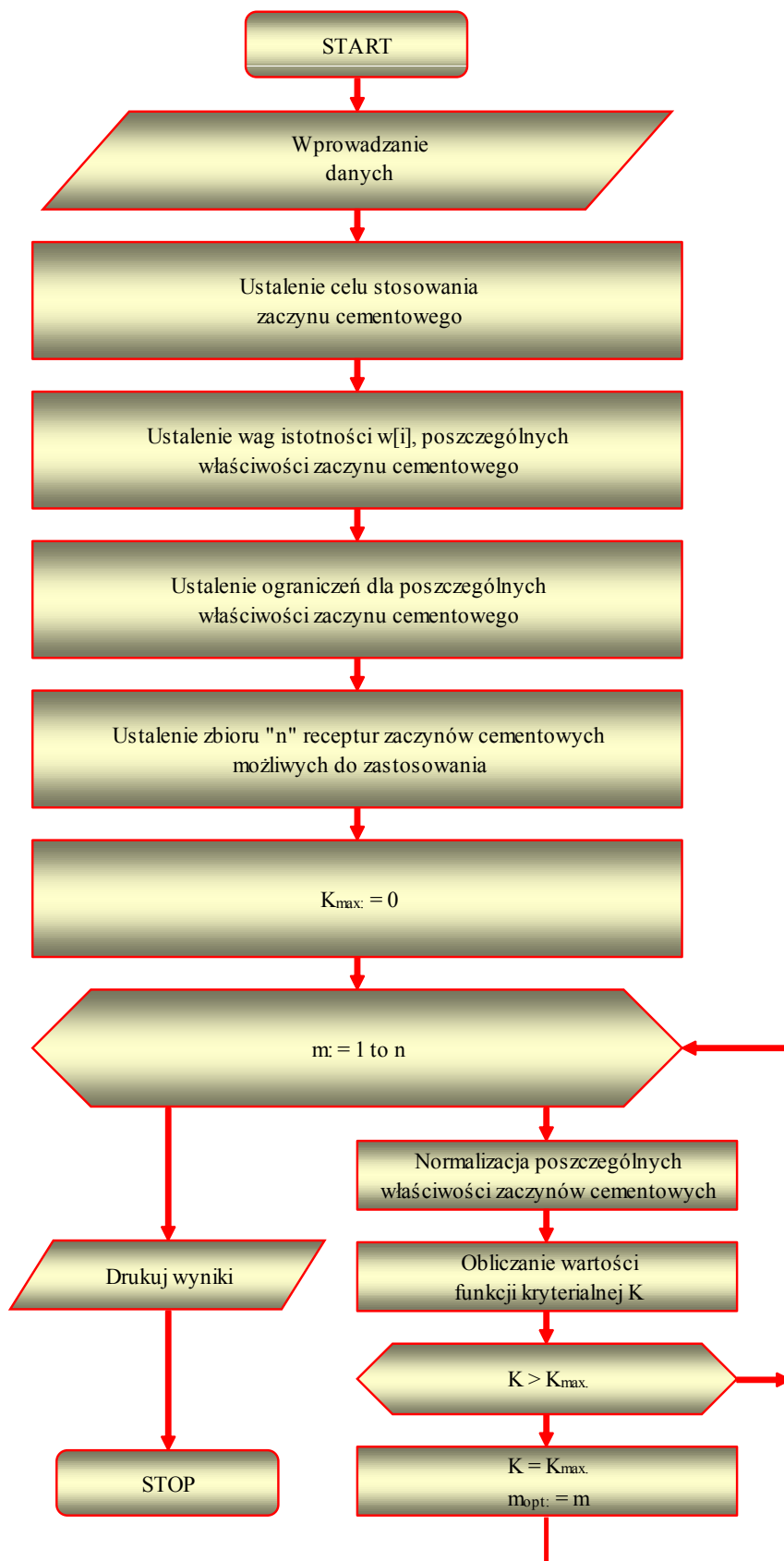
- na wstępie wprowadza się receptury zaczynów uszczelniających oraz ich właściwości fizyczne i parametry technologiczne, określone w wyniku przeprowadzonych badań laboratoryjnych,
- po przyjęciu celu aplikacji danego rodzaju zaczynu uszczelniającego ustala się wielkość wag istotności dla poszczególnych parametrów technologicznych zaczynu. Dla realizacji tego zagadnienia wykorzystuje się przedstawione zależności (12.7a, 12.7b, 12.7c),





- dla każdej właściwości fizycznej czy parametru technologicznego zaczynu ustala się jej wartość minimalną F_{MIN} i maksymalną F_{MAX} . Wartości te mogą być ustalane automatycznie, jako wartości minimalne i maksymalne spośród sporządzonych receptur. Mogą również być ograniczone przez narzucenie *a priori* wartości granicznych, wynikających ze stosowanej technologii lub będących rezultatem przeprowadzonych analiz ekonomicznych (np. minimalny czas początku wiązania, maksymalna gęstość, minimalna wytrzymałość na ściskanie, maksymalny koszt jednego m^3 zaczynu itp),
- po odrzuceniu receptur zaczynów nie spełniających przyjętych ograniczeń dla pozostałych receptur zaczynów dokonuje się:
 - normalizacji wszystkich jego właściwości, wykorzystując zależności (12.3) lub (12.4),
 - obliczenia wartość funkcji kryterialnej K , ze wzoru (12.1),
- optymalną recepturą zaczynu uszczelniającego (mopt) będzie ta, dla której funkcja celu osiąga wartość maksymalną (rys.12.2).





Rys. 12.2. Algorytm doboru optymalnej receptury zaczynu uszczelniającego na osnowie cementu wielo-składnikowego [83]



Spis oznaczeń:

f_i – znormalizowana wartość i -tej właściwości,

F_i – wartość i -tej właściwości,

F_{MIN} – minimalna wartość zmiennej F_i ,

F_{MAX} – maksymalna wartość zmiennej F_i ,

$h_{GI,max}$ – maksymalna wartość w hierarchii grupy I,

$h_{GII,max}$ – maksymalna wartość w hierarchii grupy II,

$h_{GIII,max}$ – maksymalna wartość w hierarchii grupy III,

$h_{GI,j}$ – wartość j -tej właściwości w grupie I,

$h_{GII,j}$ – wartość j -tej właściwości w grupie II,

$h_{GIII,j}$ – wartość j -tej właściwości w grupie III,

i – indeks właściwości zaczynu cementowego w całej populacji zaczynów,

i – indeks właściwości zaczynu cementowego w poszczególnych grupach istotności,

k – krotność zwiększenia wagi istotności pomiędzy największą wagą właściwości w grupie mniej istotnej, a najmniejszą wagą właściwości w grupie bardziej istotnej,

K – funkcja kryterialna,

n – liczba zaczynów uszczelniających spełniających funkcję celu,

N – liczba czynników (właściwości) rozważanych zaczynów cementowych,

N_{GI} – liczebność grupy I,

N_{GII} – liczebność grupy II,

N_{GIII} – liczebność grupy III,

$W_{GI,j}$ – lokalna waga j -tej właściwości w grupie I,

$W_{GII,j}$ – lokalna waga j -tej właściwości w grupie II,

$W_{GIII,j}$ – lokalna waga j -tej właściwości w grupie III,

$w_{GI,j}$ – globalna waga j -tej właściwości w grupie I,

$w_{GII,j}$ – globalna waga j -tej właściwości w grupie II,

$w_{GIII,j}$ – globalna waga j -tej właściwości w grupie III,

$W_{GI,1}$ – lokalna waga najbardziej znaczącej właściwości w grupie I,

$W_{GII,1}$ – lokalna waga najbardziej znaczącej właściwości w grupie II,

$W_{GIII,1}$ – lokalna waga najbardziej znaczącej właściwości w grupie III,

$W_{GI,N_{GI}}$ – lokalna waga najmniej znaczącej właściwości w grupie I,





$W_{GII, N_{GII}}$ - lokalna waga najmniej znaczącej właściwości w grupie II,

$W_{GIII, N_{GIII}}$ - lokalna waga najmniej znaczącej właściwości w grupie III,

w_i – waga wpływu i-tej właściwości na funkcję jakości określana dla całej populacji zaczynów cementowych.

13. WPLYW INIEKCJI OTWOROWEJ NA STATECZNOŚĆ GÓROTWORU

Przeprowadzone obliczenia numeryczne miały na celu określenie wpływu prac iniekcyjnych na stateczność górotworu w rejonie wyrobiska górniczego oraz w strefie zawału [8; 21; 22; 68; 69].

W pierwszej kolejności rozważano wzmocnienie ośrodka gruntowego za pomocą iniekcji metodą ciśnieniowo – strumieniową (jet-grouting). Przyjęto, że uszczelniony ośrodek na skutek iniekcji posiada moduł Younga równy 2500 MPa i liczbę Poissona równą 0,25. Założono także, że jego kohezja jest równa 1,5 MPa, zaś kąt tarcia wewnętrznego jest równy 35 stopni. Dla ułatwienia kolejne omawiane propozycje wzmocnienia górotworu nazwane będą schematami technologicznymi.

Na rys. 13.1 przedstawiono sytuację wzmocnienia warstwy przypowierzchniowej o miąższości 3,0 m (schemat 1). Na rys. 13.2 pokazano rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 1. Wzmocnienie z zastosowaniem schematu 1 spowodowało wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,59, a więc zaledwie o jeden procent w porównaniu z sytuacją bez wzmocnienia. Na rys. 13.3, 13.4 pokazano kolejne propozycje schematów wzmocnienia, które polegały na stopniowym obniżeniu strefy wzmocnionej o 3 m (na rys.13.3 założono wzmocnienie strefy o miąższości 3 m na głębokości od 3 m do 6 m, zaś na rys. 13.4 na głębokości 12 do 15 m). Obniżanie strefy wzmocnienia spowodowało niewielki wzrost wartości wskaźnika stateczności. Dla schematu 2 wskaźnik stateczności jest równy 1,62, dla schematu 3 – 1,64, dla schematu 4 – 1,68, a dla schematu 5 – 1,72. Widać, że im bliżej pustki znajduje się strefa wzmocniona tym bardziej poprawia ona stateczność układu.

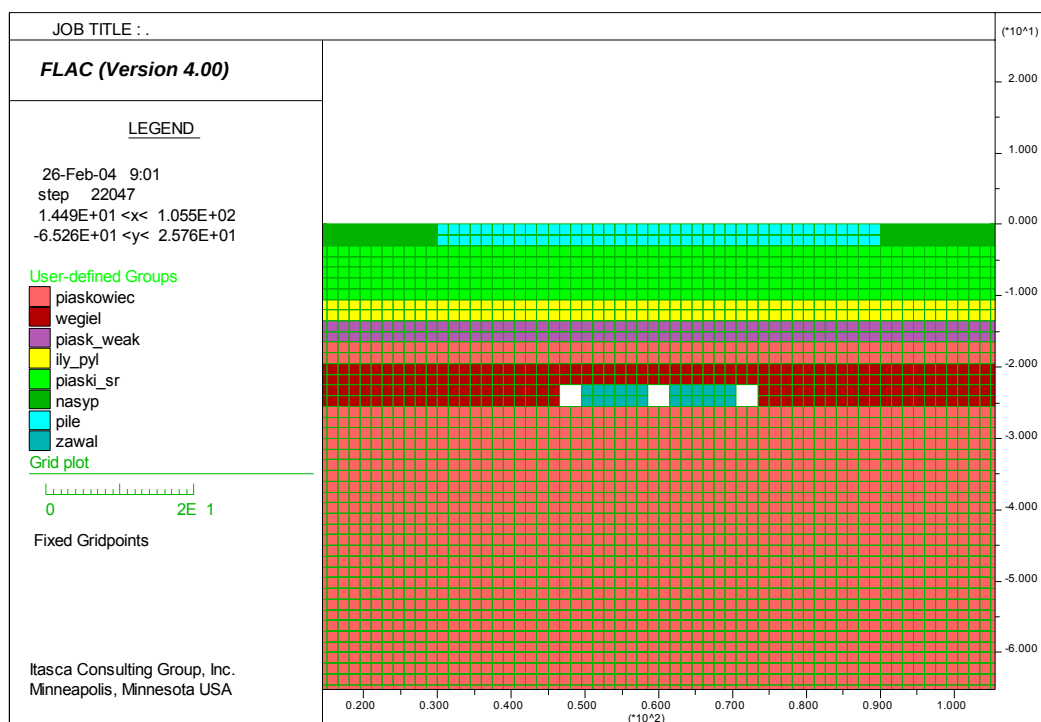
W schematach 1-5 przyjęto, że strefa wzmocnienia sięga 16,5 m od krawędzi układu pustek i stref zawału. W schemacie 6 zmniejszono szerokość strefy tak, aby sięgała tyl-





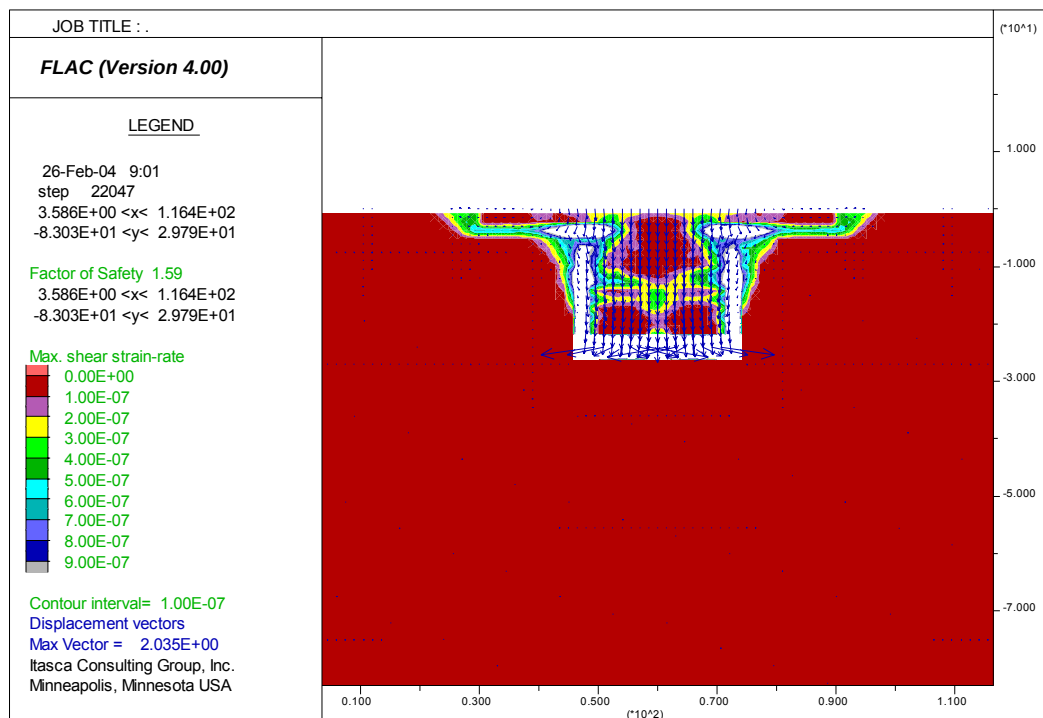
ko 6 m od krawędzi, a w schemacie 7 zaś tylko 3 m od krawędzi. Wartość wskaźnika stateczności dla schematu 6 wynosiła 1.71 zaś dla schematu 7 – 1.68. Widać więc, że zmniejszenie zasięgu strefy wzmocnienia nie wpływa istotnie na wartość wskaźnika stateczności. Warto jednak zauważyć, że wzmacnianie stref w taki sposób spowodowało zwiększenie wartości wskaźnika stateczności zaledwie o około 0,1. Nie jest to zbyt istotny wzrost, jeżeli weźmie się pod uwagę zarówno technologiczny, jak i ekonomiczny aspekt przedsięwzięcia.

W związku z powyższym, poniżej dokonano próby oceny wpływu zmiany technologii wzmocnienia ośrodka w otoczeniu układu pustek i stref zawału. Założono, że iniekcja środka wzmacniającego odbywa się w bezpośrednim otoczeniu układu pustek i stref zawału. Przyjęto, że na skutek iniekcji własności wytrzymałościowe węgla oraz strefy zawału wzrastają. Kohezja warstwy węgla rośnie z 500 kPa do 700 kPa, zaś kąt tarcia wewnętrznego wzrasta o 2 stopnie, tj. do 28 stopni. Przyjęto także, że kohezja w strefie zawału rośnie z 30 kPa do 40 kPa, zaś kąt tarcia wewnętrznego wzrasta o 3 stopnie, tj. do 33 stopni.

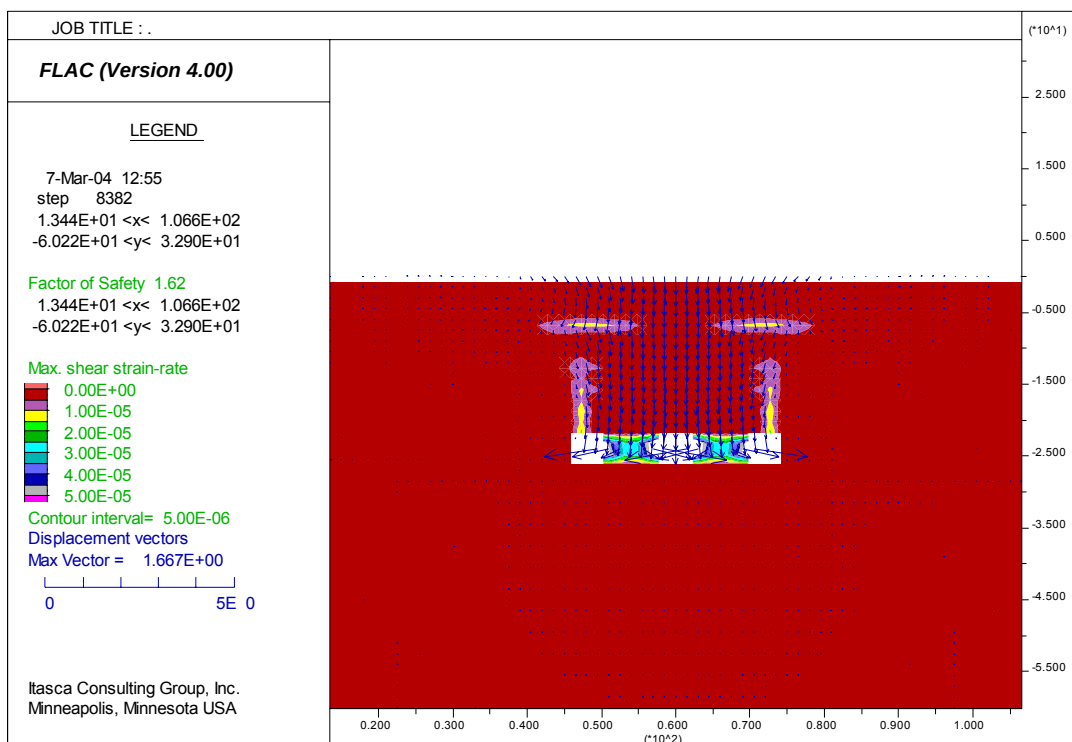


Rys.13.1. Układ warstw wraz z zastosowanym wzmocnieniem – schemat 1



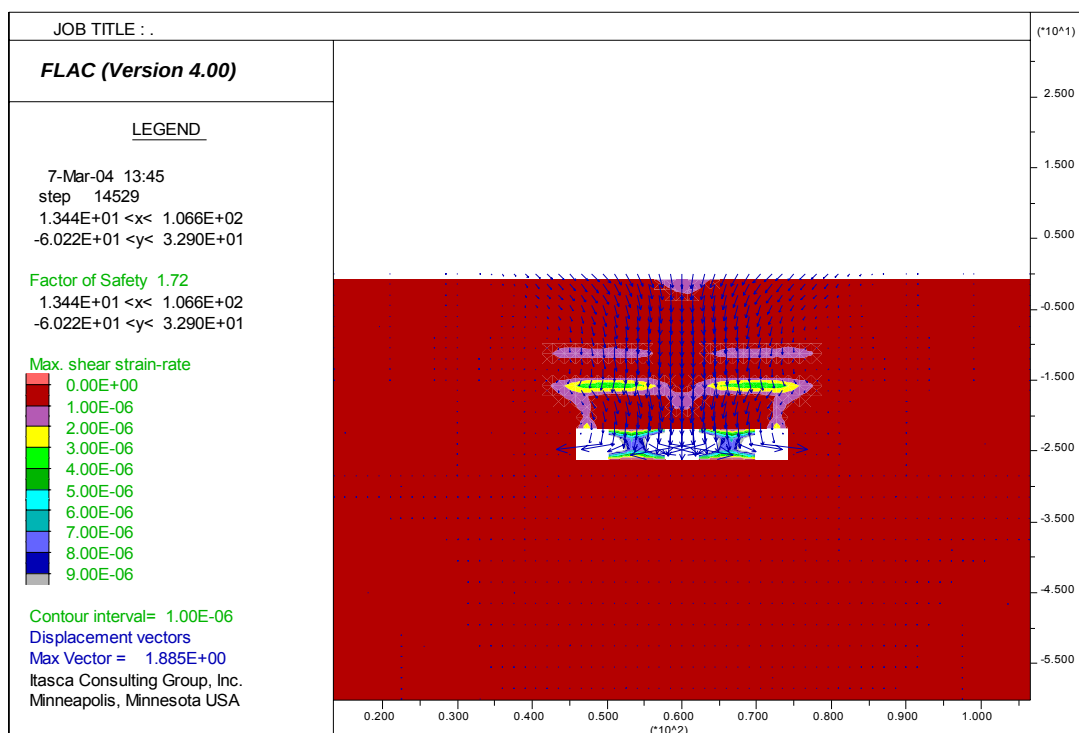


Rys.13.2. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 1



Rys.13.3. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 2





Rys.13.4. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 5

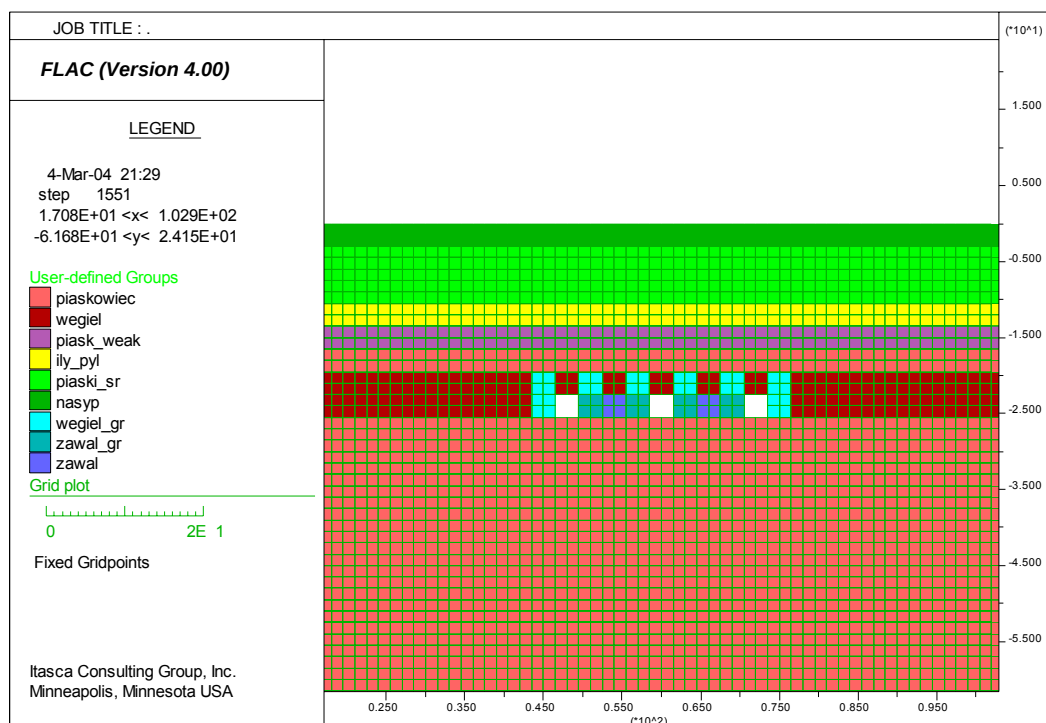
Warto zwrócić uwagę, że założony wzrost własności wytrzymałościowych nie jest zbyt duży i może zostać osiągnięty za pomocą iniekcji przeprowadzanych z otworów wiertniczych o małej średnicy. Nie wymaga to szczególnie skomplikowanych zabiegów technologicznych oraz może być zrealizowane znacznie mniejszym kosztem, w porównaniu z iniekcją strumieniowo - ciśnieniową (jet-grouting).

Na rys. 13.5 pokazano sposób wzmocnienie ośrodka w otoczeniu układu wyrobisk i stref zawału dla modelu 2 (głębokość 20 m) i wariantu 3. Założono, że iniekcja zostanie przeprowadzona zarówno pokładu węgla jak i w strefie zawału. Zastosowanie takiego wzmocnienia spowodowało wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,76, która, zgodnie z przyjętymi założeniami oznacza sytuację bezpieczną (rys.13.6). Zastosowanie podobnego schematu wzmocnienia dla modelu 2 i wariantu 4 spowodowało wzrost wartości wskaźnika stateczności do 1,69. Dla zwiększenia wartości wskaźnika stateczności rozpatrzono możliwość powiększenia strefy iniekcji w warstwie przystropowej pokładu węgla. Spowodowało to wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,7, która oznacza wystarczający poziom bezpieczeństwa .



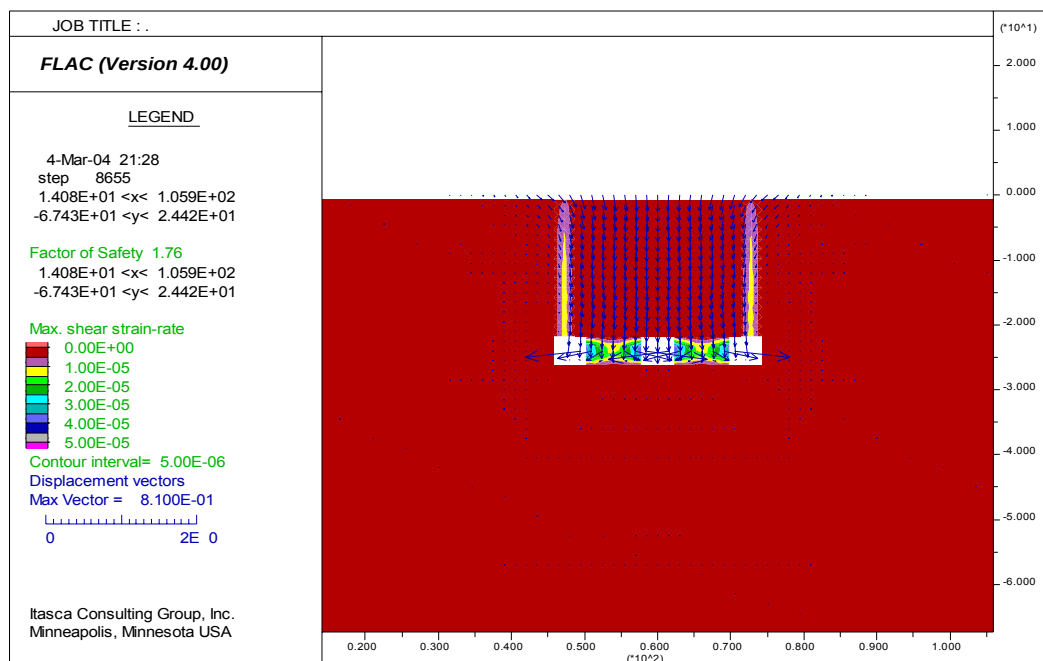
Zastosowanie wzmocnienia dla modelu 2 i wariantu 5 tylko w ociosach spowodowało wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,61. Zgodnie z wcześniejszymi założeniami, nie jest to wartość wystarczająca. Wobec powyższego rozpatrzono (podobnie jak w przypadku schematu 10) wzmocnienie przystropowej warstwy węgla. Spowodowało to wzrost wartości wskaźnika stateczności do 1,67. Dla poprawy stateczności układu rozpatrzono możliwość zastosowania takiego rodzaju zaczynu uszczelniającego który pozwoliłby na większy wzrost własności wytrzymałościowych zarówno węgla jak i w strefie zawału. Przyjęto, że kohezja warstwy węgla rośnie do 900 kPa, zaś kąt tarcia wewnętrznego wzrasta do 30 a kohezja w strefie zawału rośnie do 50 kPa (rys. 13.7). Wzrost własności wytrzymałościowych strefy iniekcji zaowocowała wzrostem wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,76, co oznacza bardzo niskie prawdopodobieństwo utraty stateczności układu (rys.13.8).

Zastosowanie iniekcji na głębokości 30 m w modelu 3 i wariancie 3 pozwoliło na uzyskanie wartości wskaźnika stateczności równej 1,62. Dla zwiększenia wartości wskaźnika stateczności rozpatrzono możliwość powiększenia strefy iniekcji w warstwie przystropowej pokładu węgla. Spowodowało to wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,72, która oznacza wystarczający poziom bezpieczeństwa.

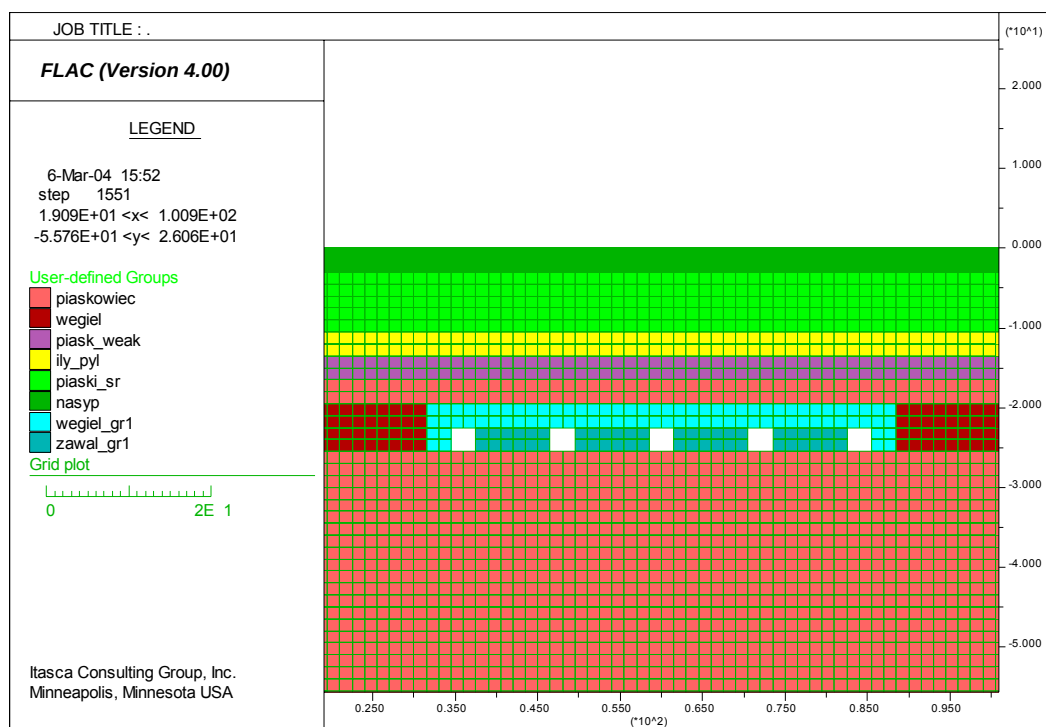


Rys.13.5. Układ warstw wraz z zastosowanym wzmocnieniem – schemat 8



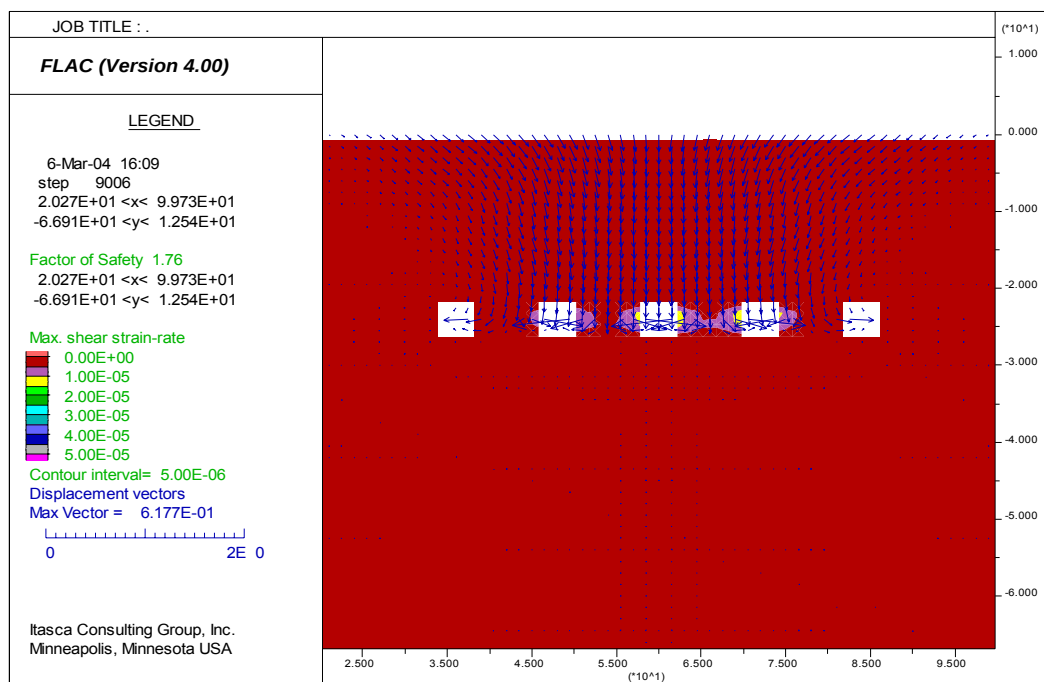


Rys.13.6. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 8



Rys.13.7. Układ warstw wraz z zastosowanym wzmocnieniem – schemat 13





Rys.13.8. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 13





W dotychczasowych rozważaniach uwzględniano jedynie przypadki dość płytkiej lokalizacji układu pustek i stref zawału. W związku z powyższym, zachodzi pytanie, w jaki sposób iniekcja wpłynie na stateczność układu znajdującego się na głębokości 70 m.

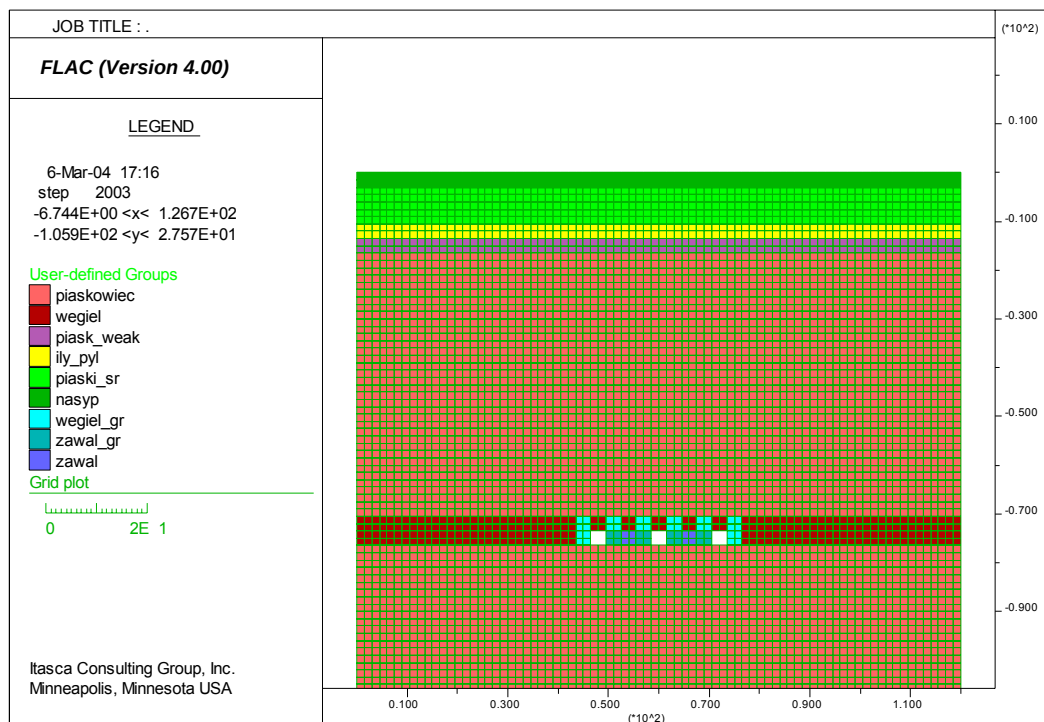
Na rys. 13.9 przedstawiono schemat wzmocnienia modelu 7 (głębokość 70 m) i wariantu 3. Zastosowanie iniekcji pozwoliło na uzyskanie wartości wskaźnika stateczności równej 1,63 (rys. 13.10). Dla zwiększenia wartości wskaźnika stateczności rozpatrzono możliwość powiększenia strefy iniekcji w warstwie przystropowej pokładu węgla. Spowodowało to wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,68. Dla zwiększenia wartości wskaźnika stateczności rozpatrzono także wpływ zmiany parametrów technologicznych zaczynu uszczelniającego pod kątem wzrostu wytrzymałości zarówno węgla, jak i w strefie zawału (podobnie jak w schemacie 13). Spowodowało to wzrost wartości wskaźnika stateczności do wartości 1,75, która oznacza wystarczający poziom bezpieczeństwa (rys. 13.11).

Przeprowadzona analiza wyników modelowania wskazuje wyraźnie, że znacznie lepsze rezultaty uzyskuje się w przypadku zastosowania wzmocnienia w bezpośrednim sąsiedztwie układu wyrobisko i strefa zawału. Osiągnięcie nawet niewielkiego wzrostu parametrów wytrzymałościowych materiału (np. na skutek iniekcji), pozwala na istotny wzrost wskaźnika stateczności układu. W przypadku stosowania iniekcji otworowej istotne trudności może powodować oszacowanie wzrostu parametrów wytrzymałościowych ośrodka. Można w tym celu rozważyć szersze zastosowanie metod geofizycznych, a konkretnie pomiaru prędkości fal sejsmicznych. Wydaje się, że dokonując pomiaru przed iniekcją oraz po jej zakończeniu można, chociaż w przybliżony sposób, określić stopień wzmocnienia ośrodka.

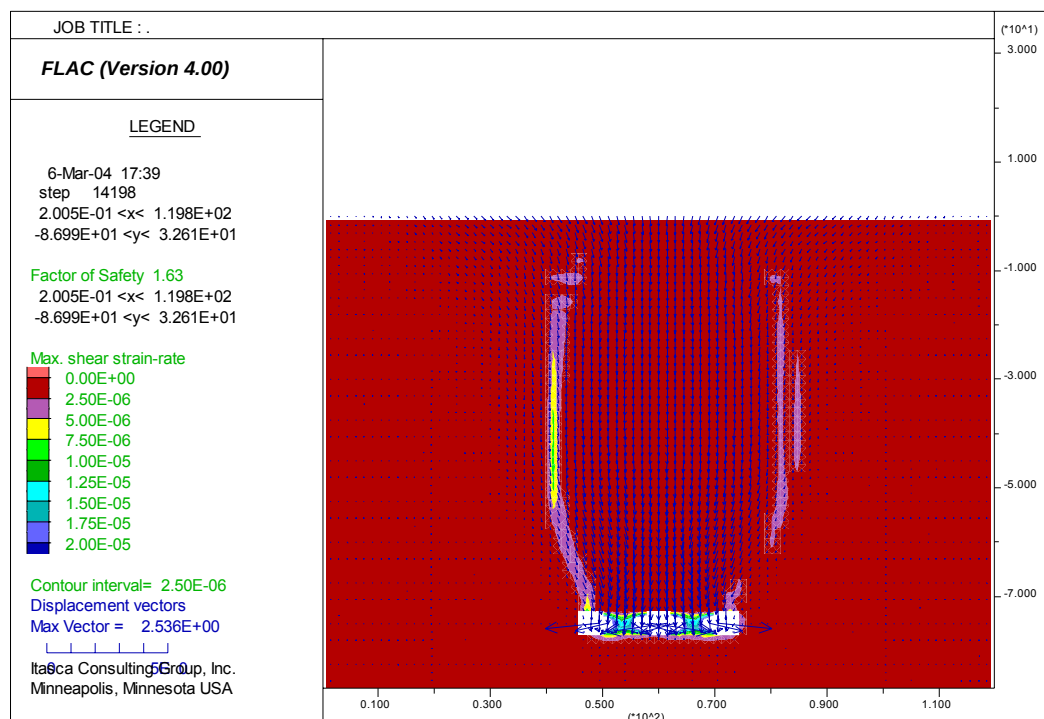
Zaproponowana metodyka działania jest w dużym stopniu uniwersalna. Pozwala ona na modelowanie efektu zróżnicowanego stopnia wzmocnienia na stateczność układu wyrobisk i stref zawału o dowolnej geometrii.

Istnieje też możliwość modelowania wpływu obciążenia od budowli naziemnych, które są przewidziane do budowy na terenach zagrożonych występowaniem deformacji nieciągłych.



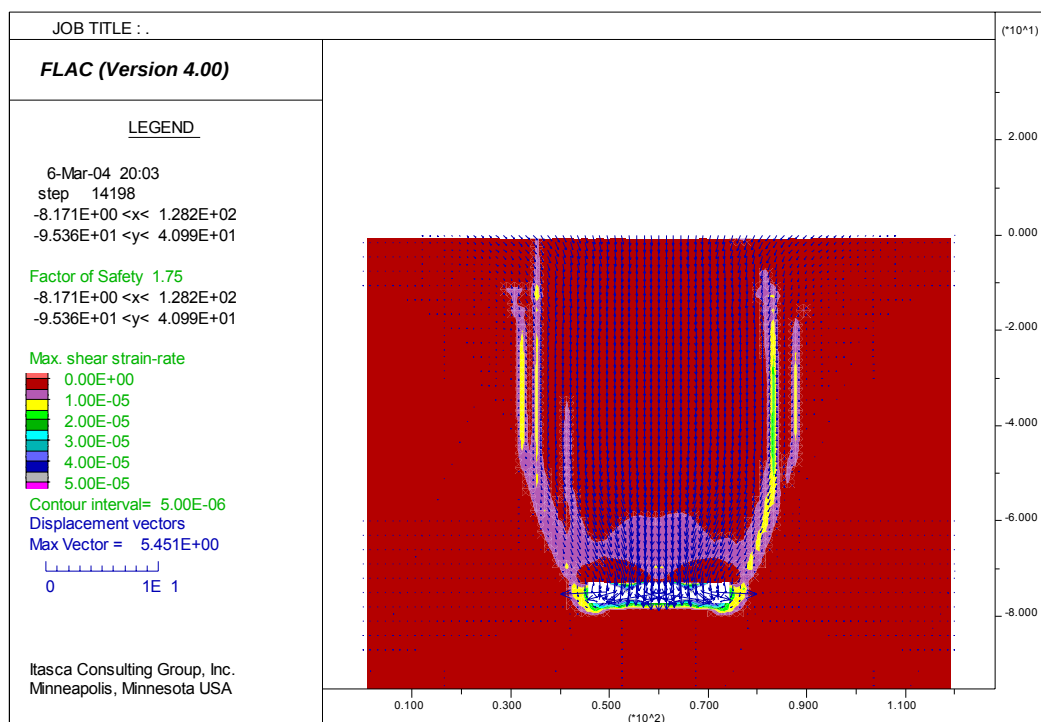


Rys.13.9. Układ warstw wraz z zastosowanym wzmocnieniem – schemat 16



Rys.13.10. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 16





Rys.13.11. Rozkład odkształceń postaciowych oraz wektory przemieszczeń dla schematu 18

14. OCENA SKUTECZNOŚCI USZCZELNIANIA OŚRODKA GRUNTO- WEGO ORAZ MASYWU SKALNEGO

Zastosowane metody, technologie oraz parametry zaczynu w celu uszczelniania gruntów i skał dla określonych warunków górniczo – geologicznych powinny gwarantować skuteczność wykonanych prac [3; 4; 5; 12].

Celem jednoznacznego potwierdzenia skuteczności wykonanych prac geoinżynierskich należy przeprowadzić specjalistyczne pomiary oraz badania [15; 16].

Badania i pomiary w tym zakresie obejmują [15; 19; 82]:

- wykonanie otworów kontrolnych,
- pobieranie prób rdzeniowych z otworów kontrolnych (rys. 14.1),
- próbne pompowanie wody,
- pomiar współczynnika filtracji uszczelnianego ośrodka poprzez zalewanie otworu kontrolno – sprawdzającego,
- określenie szczelności metodą areometryczną,
- obserwacje makroskopowe w otworach kontrolnych przy wykorzystaniu mikrokamery,

- pomiar zmian temperatury w uszczelnianym ośrodku (w czasie wiązania zaczynów cementowych występuje efekt egzotermiczny),
- badania geofizyczne (sejsmika, grawimetria).



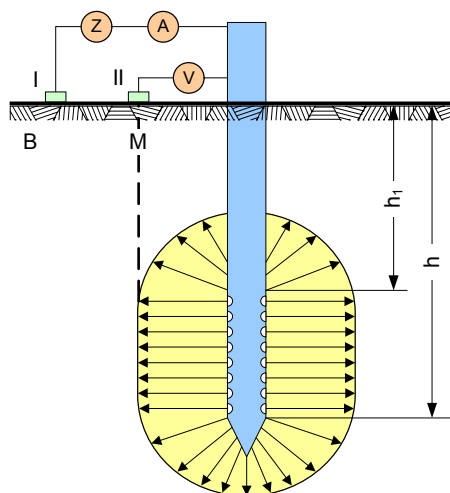
Rys.14.1. Rdzeń wiertniczy przedstawiający zainiekowaną skałę

Niezależnie od badań sprawdzających jakie należy wykonać po zrealizowaniu uszczelniania górotworu, powinno się również w czasie zatłaczania zaczynu przeprowadzać monitoring procesu iniekcji [15; 17; 19; 33; 39; 48; 56; 82].

Jedną z metod, umożliwiającą kontrolę przebiegu iniekcji w sposób ciągły, jest pomiar oporu elektrycznego w uszczelnianym ośrodku gruntowym lub maszywie skalnym.

Metoda ta opiera się na dużej różnicy w wartościach oporu elektrycznego skał i zaczynu uszczelniającego wynoszącej kilkaset omów. W czasie iniekcji opór elektryczny skał ulega zmniejszeniu i osiąga wartość zbliżoną do oporu elektrycznego zaczynu uszczelniającego. Metoda ta nadaje się do kontroli przebiegu wzmacniania i uszczelniania skał zwięzłych, spękanych, przy użyciu wszelkich środków wiążących, które mają charakter elektrolitów [55; 58; 71].

Układ pomiaru oporu elektrycznego skał składa się z dwóch obwodów. Obwód I - zasilający obejmuje (rys.14.2) elektrodę B umieszczoną w dużej odległości od otworu iniekcyjnego, źródło prądu Z oraz miernik natężenia prądu A, podłączony do rury iniekcyjnej. Obwód II jest obwodem pomiarowym złożonym z elektrody M i miernika napięcia V, podłączonego szeregowo, także do rury iniekcyjnej. Opory mierzy się w układzie mostkowym z zasilaniem prądem przemiennym. Należy wcześniej określić opór elektryczny ośrodka R_g i opór zaczynu uszczelniającego R_i .



Rys.14.2. Schemat pomiaru oporów elektrycznych podczas procesu iniekcyjnego: B, M – elektrody uziemiające, Z – źródło zasilania, V – woltomierz, A – amperomierz, I, II – obwody pomiarowe, $h - h_1$ – długość strefy czynnej rury iniekcyjnej [56; 58]

Po wypełnieniu otworu iniekcyjnego zaczyna się mierzyć opór R_x , który maleje wraz z wypełnianiem przez zaczyn pustek i szczelin w skałach. Opór R_x w przybliżeniu wynosi:

$$R_x = \frac{R_g \cdot R_i}{R_g + R_i}$$

Wyniki pomiarów R_x nanosi się na wykres w zależności od czasu iniekcji. Oprócz wykresu zmian oporu elektrycznego skał, należy sporządzić wykres zmian ciśnienia zatłaczanych zaczynów z upływem czasu (rys. 14.3). Na podstawie analizy uzyskanych wykresów można wyróżnić kilka głównych przypadków przebiegu iniekcji:

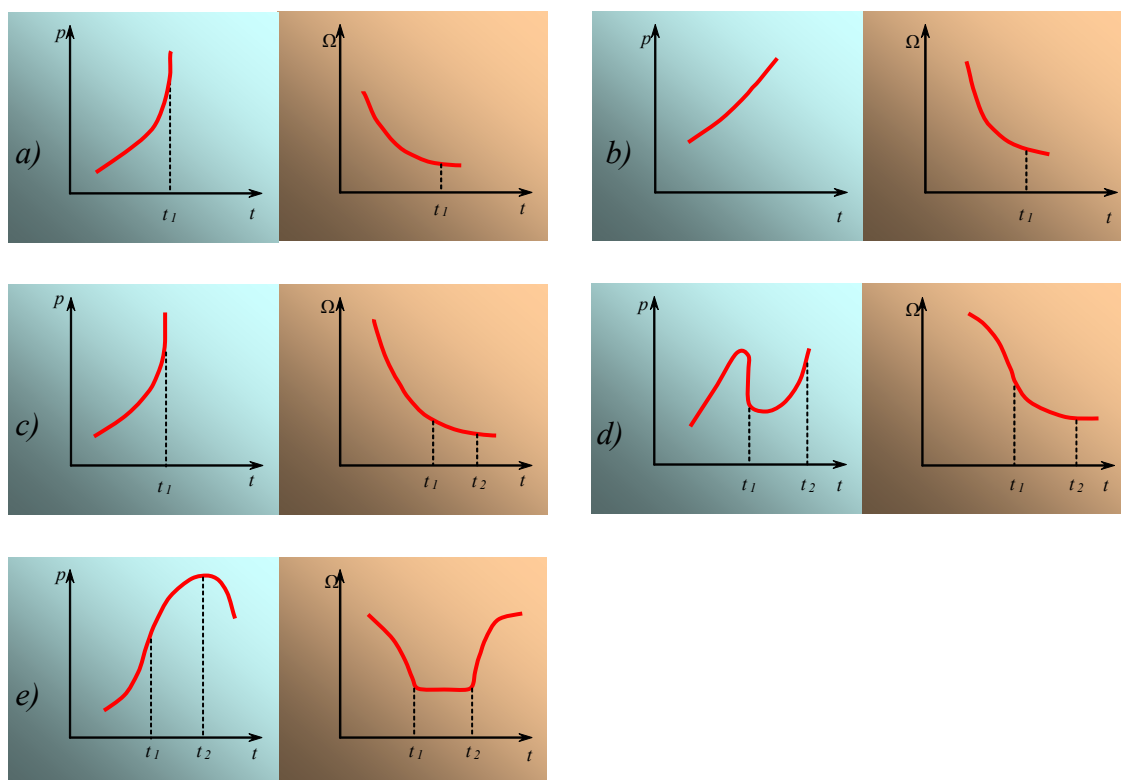
- w normalnych warunkach wzmacniania skał (rys.14.3a), zarówno opór elektryczny, jak i ciśnienie osiągają po jednakowym czasie t_1 wartości asymptotyczne; świadczy to, że skały spękane lub okruchowe zostały dostatecznie wypełnione zaczynem uszczelniającym;
- przy silnym pochłanianiu zaczynów przez spękany górotwór lub natrafieniu w złożach skał okruchowych na sieć kanalików o wzmożonych wartościach przepływu, ciśnienie nie osiąga wartości asymptotycznej, ale opór do tej wartości wyraźnie zmierza, co świadczy że górotwór został wokół otworu iniekcyjnego wystarczająco wypełniony zaczynem (rys.14.3b);
- jeżeli szczeliny mają w skałach spękanych niewielką drożność, ciśnienie może osiągnąć wartości asymptotyczne po czasie t_1 , tzn. wcześniej od oporu elek-



trycznego, który tę wartość osiąga dopiero po czasie t_2 ; w tej sytuacji wskaźnikiem do przerwania iniekcji są zmiany oporu elektrycznego czyli czas t_2 (rys.14.3c);

- w przypadku natrafienia na większe pustki lub kawerny ciśnienie rośnie skokowo; po wzroście ciśnienia do pewnej wartości w czasie t_1 następuje spadek ciśnienia, świadczący o wypełnianiu pustki przez zaczyn, a następnie wzrost po wypełnieniu pustki; pierwszy wzrost ciśnienia nie świadczy o zakończeniu procesu iniekcyjnego, gdyż w tym czasie krzywa oporu elektrycznego jest daleka od przyjmowania wartości asymptotycznej; w danym przypadku iniekcję należy przerwać po czasie t_2 , co wynika z rys.14.3d; skoki i spadki ciśnienia mogą w praktyce występować kilkakrotnie;
- prowadzenie iniekcji przy nadmiernie wysokim ciśnieniu zatłaczania zaczynu może spowodować rozwarstwianie górotworu (szczelinowanie) lub ekspansję skał; w tym przypadku (rys.14.3e) ciśnienie będzie wzrastać do czasu t_2 ; i po tym czasie wykazywać spadek z chwilą wypełniania przez zaczyn nowo powstałych szczelin; szczelinowanie górotworu na wykresie oporu elektrycznego uwiadacza się jego gwałtownym wzrostem po czasie t_2 ; iniekcję należy przerwać po uzyskaniu przez ciśnienie i opór wartości asymptotycznych, czyli tuż przed uzyskaniem czasu t_2 .





Rys.14.3. Przypadki zmian ciśnienia zatłaczania p i oporu elektrycznego R w czasie t w trakcie iniekcji: a – normalny przebieg iniekcji; b – przebieg iniekcji przy zwiększonej chłonności górotworu; c – przebieg iniekcji przy małej chłonności górotworu i zastosowaniu zwiększonego ciśnienia; d – przebieg iniekcji przy napotkaniu na większe pustki w górotworze; e – przebieg iniekcji przy ekspansji skał wywołanej nadmiernym ciśnieniem zatłaczania [58].

Kontrolę przebiegu procesu iniekcyjnego w spękanych skałach w warunkach ruchowych przeprowadza się najczęściej rejestrując tylko zmiany ciśnienia zatłaczania zaczynu.

O zakończeniu zatłaczania zaczynu przez otwór iniekcyjny, jako generalne kryterium winno decydować końcowe (maksymalne) ciśnienie tłoczenia zaczynu.

W przypadku uzyskania maksymalnego ciśnienia tłoczenia, należy zakończyć zatłaczanie zaczynu uszczelniającego i pozostawić pod ciśnieniem otwór iniekcyjny przez pewien okres czasu [15; 33; 47; 54; 55; 81; 108].

Powyższe zalecenia odnośnie technologii iniekcji mogą ulec zmianie (wcześniejsze zakończenia zatłaczania zaczynu do otworu iniekcyjnego) w następujących przypadkach:

- stwierdzenie wypływu zaczynu uszczelniającego w caliznie górotworu,
- wystąpienie tzw. „przebicia” zaczynu przy wylocie otworu iniekcyjnego,
- wystąpienia deformacji uszczelnianej powierzchni,



- wzrost ciśnienia zatłaczania powyżej maksymalnie zalecanego dla danego rodzaju prac uszczelniających,
- gwałtowny spadek ciśnienia zatłaczania zaczynu,
- konieczność zwiększenia objętości zatłoczonego zaczynu powyżej założonej w projekcie (ciśnienie zatłaczania jest niższe od maksymalnie założonego),
- brak chłonności w uszczelnianym górotworze przez okres 30 minut zatłoczenia zaczynu.

15. SPECJALISTYCZNE TECHNOLOGIE UZDATNIANIA TERENÓW W ZASIĘGU STARYCH PŁYTKICH ZROBÓW

Powierzchnia terenu w zasięgu starych płytkich zrobów charakteryzuje się ograniczoną przydatnością do realizacji inwestycji inżynierskich [7; 8; 9; 10; 67; 68; 69; 92; 93].

Zagospodarowanie i wykorzystanie tych terenów może być możliwe, pod warunkiem wcześniejszego wykonania specjalistycznych prac mających na celu [69; 82; 98; 99]:

- poprawę nośności pod przyszłą zabudowę,
- ograniczenie zagrożenia deformacjami nieciągłymi,
- zmianę ukształtowania powierzchni,
- uporządkowanie stosunków wodnych,
- modernizację instalacji wodno-ściekowych.

Dla realizacji tych zamierzeń należy rozważyć możliwość wykonania dodatkowych specjalistycznych prac nie omawianych w poprzednich rozdziałach pracy doktorskiej.

Biorąc za kryterium:

- stopień skuteczności analizowanych metod,
- czynnik ekonomiczny

można wytypować taki zakres prac, który pozwoli na [6; 24; 25; 26; 27; 28; 59; 70; 74; 79; 84; 85; 86; 94; 95]:

- dynamiczne zagęszczenie gruntu w rejonie przewidywanych przyszłych inwestycji,
- wymianę oraz wzmocnienie ośrodka gruntowego,
- zbrojenie gruntu zarówno powierzchniowe, jak i wgłębne,



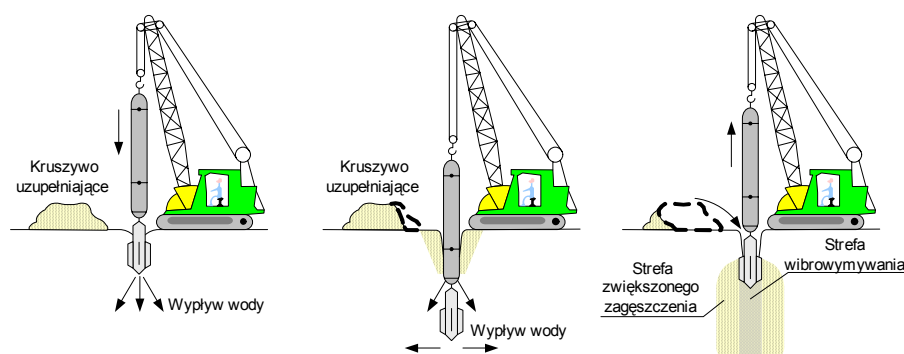
- kontrolowane wymuszenie zawалу lub doszczelnienie starych zrobów metodą wybuchową.

Dynamiczne zagęszczenie gruntu (rys.15.1) polega na zmniejszeniu porowatości gruntu w skutek wibracji (metody wałowania wibracyjnego i wibroflotacja) lub impulsów (metody ciężkiego ubijania i wybuchów) [27; 30; 31; 32].

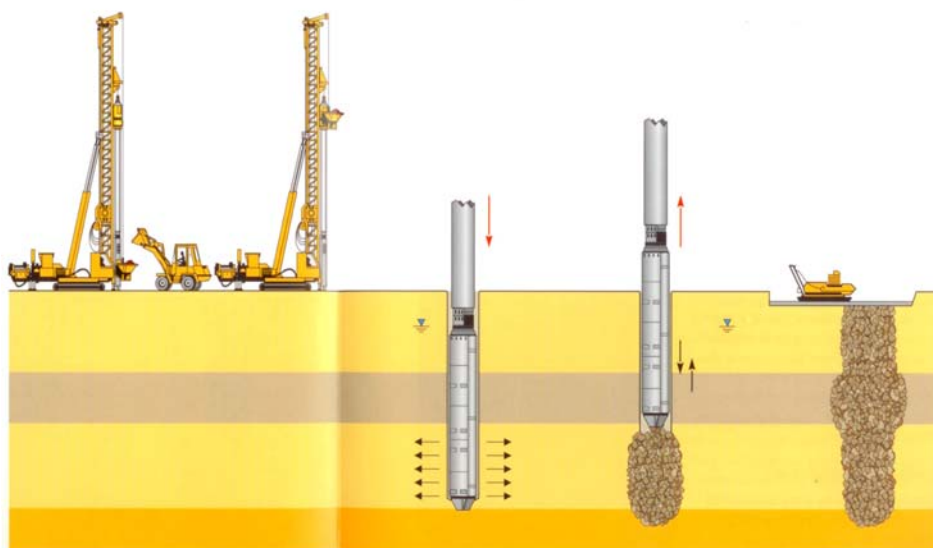


Rys. 15.1. Klasyfikacja metod dynamicznego zagęszczania gruntów [82; 84; 85]

Do głębokiego zagęszczenia gruntów stosuje się wibrowymywanie lub wibroflotację. Wibrowymywanie polega na formowaniu kolumn z kruszywa, które przejmują obciążenie w słabych gruntach spoistych, nie poddających się własnemu zagęszczeniu (rys. 15.2 i 15.3) [82; 84; 94; 95].

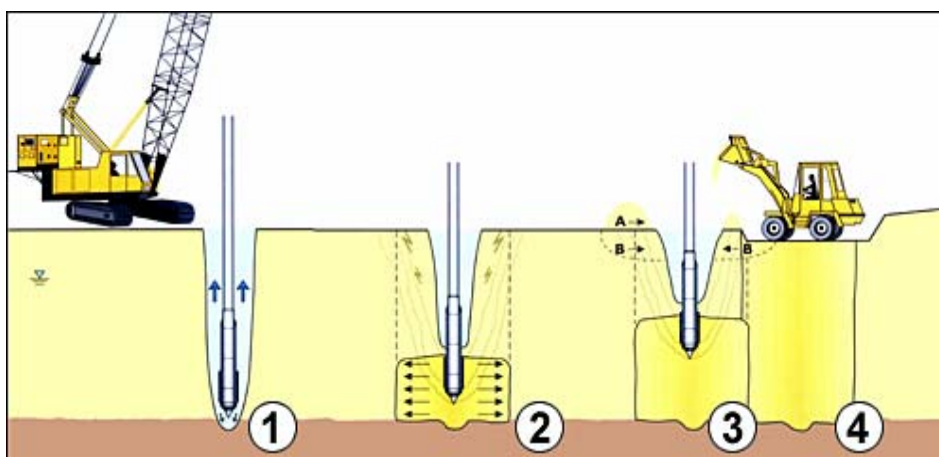


Rys. 15.2. Schemat procesu wibroflotacji [27; 28; 82].



Rys. 15.3. Etapy wykonywania wibrowymywania gruntu [94].

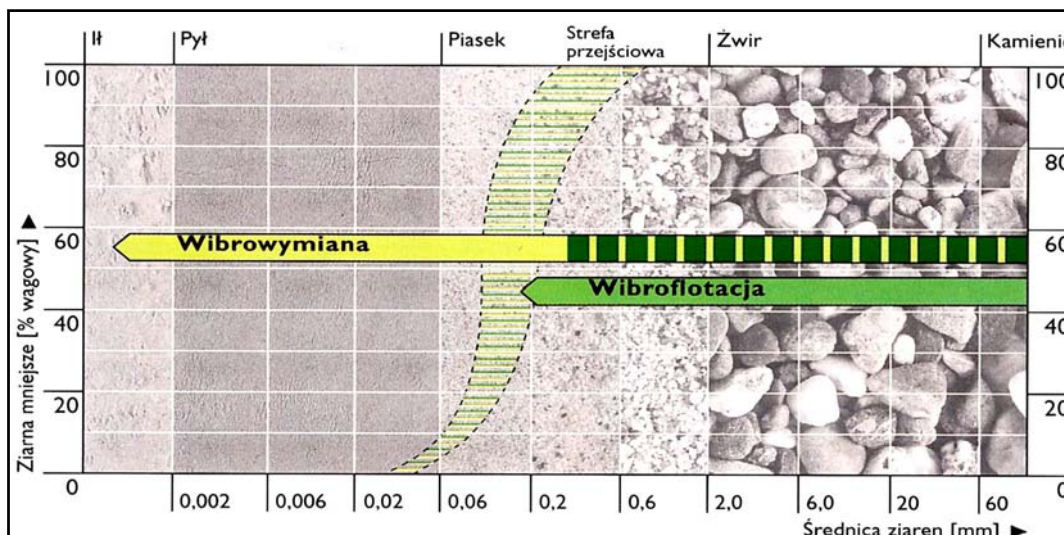
Wibroflotacja ma zastosowanie w gruntach sypkich, które wzmacnia się przez ich odpowiednie zagęszczenie (rys. 15.4).



Rys. 15.4. Etapy wibroflotacji [94]

1 - zagłębianie się wibratora, 2 - zagęszczanie gruntu, 3 - wypełnianie materiałem o określonej granulacji, 4 - zakończenie prac (wyrównanie terenu i zagęszczenie powierzchniowe gruntu wibratorem).

Na rysunku 15.5 przedstawiono zakres stosowania powyższych metod w zależności od rodzaju zagęszczanego gruntu [82; 94; 95].



Rys. 15.5. Zakres stosowania wibroflotacji i wibrowymywanie w zależności od rodzaju gruntu [82; 94; 95]

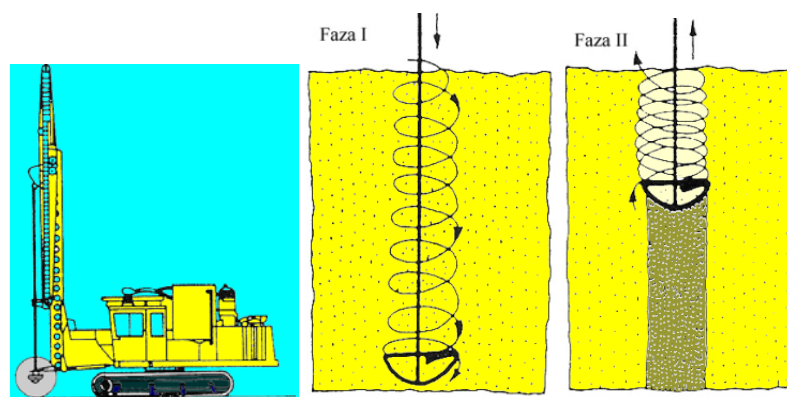
Wymiana oraz wzmocnienie ośrodka gruntowego (rys. 15.6) realizowana jest poprzez usunięcie gruntu słabego i zastąpienie go gruntem o większej nośności. W tym celu stosuje się, przede wszystkim, poduszki lub pale (kolumny) żwirowe, piaskowe, kamienne, cementowe, cementowo – wapienne, gruntowe.

Wgłębna wymiana gruntu jest obecnie jednym z najefektywniejszych sposobów wzmocniania słabych podłoży spoistych, a przede wszystkim organicznych.



Rys. 15.6. Klasyfikacja metod wymiany oraz wzmocniania ośrodka gruntowego [82; 85]

Na rysunku 15.7 przedstawiono etapy wykonywania kolumn wapienno – cementowych [77].



Rys.15.7. Technologia wykonania kolumn wapienno – cementowych (wg firmy Stabilator) [77; 82]
Faza I – wiercenie; Faza II – wykonywanie kolumny wapienno - cementowej

Kolumny wapienno-cementowe stosuje się, przede wszystkim, w gruntach ilastych i organicznych. Pozwalają one na prawie natychmiastowe obciążenie wzmocnionego gruntu. Zmniejszają wartość osiadań oraz w sposób znaczący ograniczają nawodnienie ośrodka gruntowego. Kolumny te mogą być wykonywane do głębokości 20 m i o maksymalnej średnicy 0,8 m.

Zbrojenie ośrodka gruntowego (rys. 15.8) ma na celu wzmocnienie podłoża w wyniku wprowadzenia do gruntu elementów konstrukcyjnych. Zbrojenie to przenosi naprężenia rozciągające i dużą część naprężeń ścinających zwiększając tym nośność i sztywność podłoża.



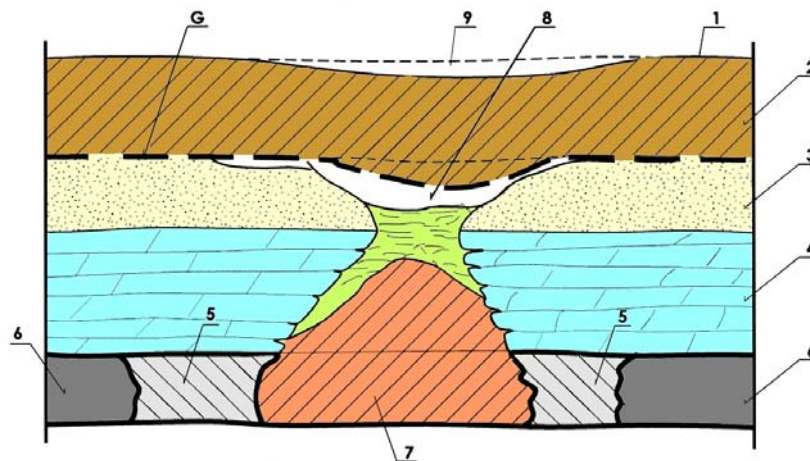
Rys. 15.8. Klasyfikacja typów zbrojenia ośrodka gruntowego [82; 84; 85]

W stosowanych obecnie rozwiązaniach inżynierskich wykorzystuje się [6; 24; 25; 40; 41; 70; 76; 79; 86]:

- **przepony z geosyntetyków** – większość geosyntetyków pracuje jako zbrojenie (wzmocnienie). Najbardziej efektywnymi w tym względzie są geosiatki (system komórkowy) [79; 100]. Geosiatki przyczyniają się do strukturalnego wzmocnienia niezwiązanego ośrodka gruntowego. Na obszarach, gdzie podłoże gruntowe ma zróżnicowane właściwości geotechniczne, geosiatki minimalizują skutki nierównomiernych osiadań. Kiedy materiał ziarnisty jest zagęszczony na geosiatce, to wówczas przenika i częściowo przechodzi przez oczka siatki. Zazębianie obu materiałów pozwala siatce przejmować poziome siły ścinające, przekazywane przez warstwę podbudowy i w ten sposób umożliwiają uzyskanie poprawy nośności słabego podłoża [79]. Niektóre z syntetyków mogą wypełniać równocześnie kilka funkcji i tak: geotekstylia mogą być stosowane jako filtry, separatory oraz materiały ochronne. Geomembrany – spełniają funkcję wzmacniającą oraz uszczelniającą,
- **mikropale oraz kotwy gruntowe** to nośne elementy (pręty, rury) ze stali lub materiału równoważnego otoczone zaczynem uszczelniającym wokół uszczelnianego gruntu

tu. Mikropale stosowane są do wzmacniania podłoża istniejących obiektów, stabilizacji osuwisk i formowania palisad wokół wykopów [26; 35; 82; 86].

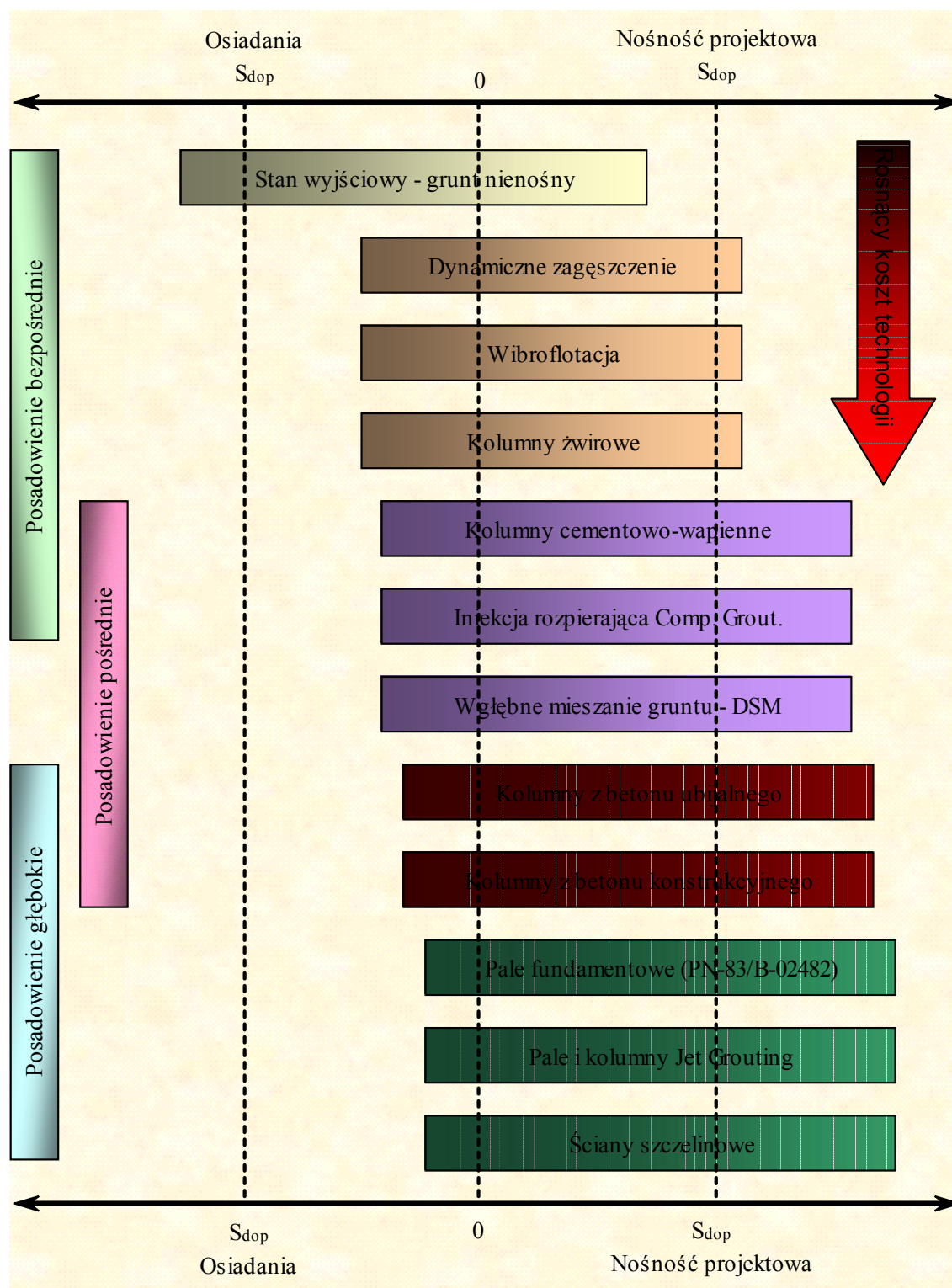
Na rysunku 15.9 przedstawiono sposób zabezpieczenia powierzchni przed niewielkimi deformacjami nieciągłymi



Rys.15.9. Sposób zabezpieczania powierzchni przed niewielkimi deformacjami nieciągłymi (zapadliskami) [67]

G- geowłóknina; 1- powierzchnia terenu; 2- warstwa sztucznego nasypu; 3- skały luźne; 4- skały zwięzłe; 5- filar; 6- zroby; 7- częściowo wypełnione zroby; 8- pustka; 9- obniżenie powierzchni (deformacja ciągła).

Drugim warunkiem determinującym rodzaj stosowanej metody wzmacniania gruntów i skał powinien być czynnik ekonomiczny. Na rys. 15.10 przedstawiono wpływ różnych technologii wzmacniania gruntów na koszty wykonywanych prac inżynierskich [94; 95].



Rys. 15.10. Wpływ rodzaju metody i technologii wzmacniania gruntów i skał na koszty wykonywanych prac [94; 95].

W przypadku niewielkich głębokości eksploatacji (do 50÷80 m) niskie ciśnienie geostatyczne górotworu oraz duże naprężenia poziome utrudniają lub uniemożliwiają po-



wstanie pełnego zawału w zrobach systemów filarowych, filarowo-zabierkowych lub chodnikowych. Stan taki występuje szczególnie w rejonach, gdzie strop bezpośredni ma zbyt małą grubość, a strop zasadniczy tworzą skały zwięzłe. W takich warunkach okres czasu ujawnienia się deformacji powierzchni może być bardzo długi, niekiedy nawet ponad 100 lat, co potwierdzają badania metodami geofizycznymi, wiercenia badawcze oraz rejestrowane przypadki powstania deformacji nieciągłych.

Przekroczenie istniejącego stanu równowagi granicznej i powstanie deformacji, bardzo często nieciągłej, może być spowodowane, w wielu przypadkach stosunkowo niewielkim, trudnym do przewidzenia w czasie impulsem, związanym z działalnością poza górnictwem lub prowadzoną na większych głębokościach eksploatacją podbierającą.

W celu wyeliminowania, w miarę możliwości, przytoczonych sytuacji proponuje się zastosowanie kontrolowanego prowokowania zawału lub doszczelniania istniejących zrobów metodą strzelań ładunkami MW, umieszczonymi w otworach, wykonanych z powierzchni terenu.

Detonacja ładunków MW w otworach jest źródłem intensywnych drgań parasejsmicznych, które stanowią impuls do powstania kontrolowanego doszczelnienia zrobów lub powstania zawału, wymuszając objawienie się deformacji w strefach osłabień stropu, gdzie przekroczony został stan równowagi granicznej związany z dezintegracją stropu zasadniczego. Takie działania mogą przyczynić się do wcześniejszego i kontrolowanego powstania deformacji, a w konsekwencji po likwidacji powstałych zapadlisk, do przeklasyfikowania terenu i stworzenia możliwości jego zagospodarowania.

W wyniku projektowanych strzelań powstałe drgania mogą stanowić również zagrożenie dla istniejącej już infrastruktury.

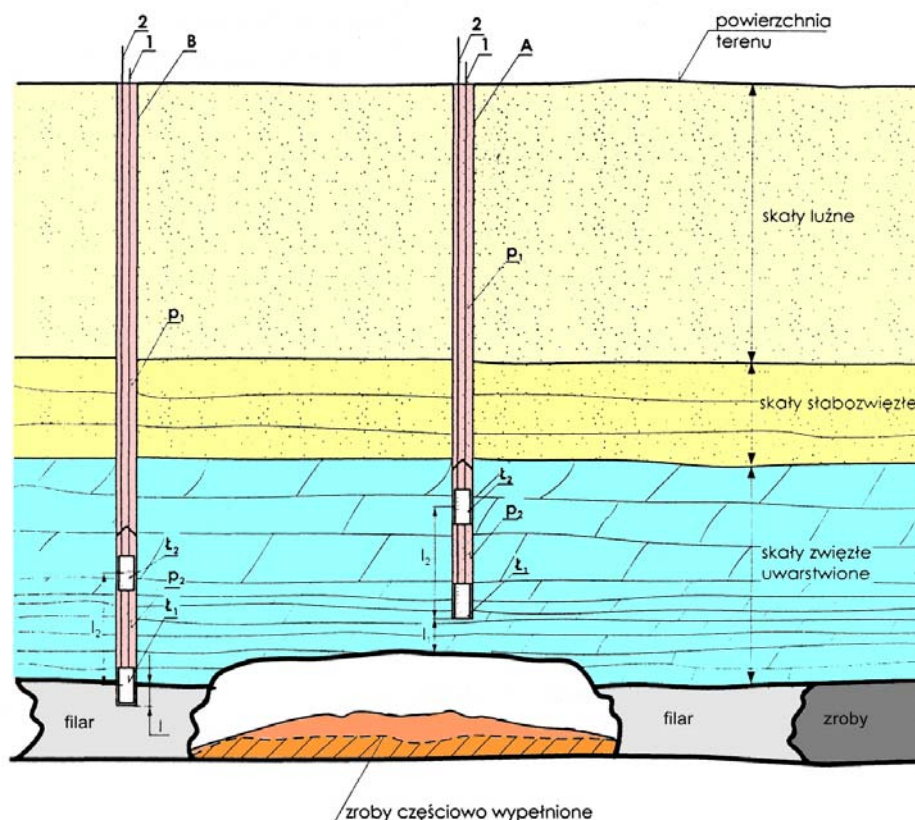
Zapewnienie bezpieczeństwa obiektów podlegających wpływom drgań (wpływy dynamiczne) stwarza konieczność podjęcia wielokierunkowych badań z zakresu sejsmometrii i sejsmologii inżynierskiej, a w szczególności:

- analiz zjawiska propagacji drgań w ośrodkach skalnych, prognozowania rozkładu ich intensywności na podstawie ograniczonej liczby obserwacji sejsmometrycznych;
- analiz oddziaływania drgań na obiekty budowlane i inżynierskie, oceny stopnia szkodliwości, określenia kryteriów bezpieczeństwa.



Wymuszenie kontrolowanego zawалу nad zrobami lub w strefie porowatego gruzowiska zawalowego, stwarza możliwość ujawnienia się stref o najwyższym stopniu zagrożenia zapadliskami w okresie przed podjęciem decyzji o lokalizacji planowanych inwestycji. Sytuacja taka może pozwolić na wykorzystanie do zabudowy terenów uważanych za całkowicie nieprzydatne do zabudowy. Wymaga to oczywiście, po skutecznym wymuszeniu destrukcji górotworu, późniejszego uzdatnienia terenu np. przez kontrolowane podsadzenie. Sposób kontrolowanego prowokowania zawалу objaśniono na rys. 15.11

Średnica planowanych otworów strzałowych wynosi: $\varnothing 100\div 150$ mm. Długość otworów w przypadku strzelania nad zrobami sięga stropu istniejącej pustki, zaś w przypadku dezintegracji istniejącego filara około 0,5÷1,0 m poniżej stropu nad filarem.



Rys.15.11. Sposób prowokowania zawalu nad zrobami [67]

- A - otwór wiertniczy $\varnothing 100 - 150$ mm do zrobów lub strefy anomalnej;
- B - otwór wiertniczy do calizny (filar) wybranego pokładu;
- p_1 - przybitka zasadnicza;
- p_2 - przybitka wewnątrzotworowa ~ 3 m;
- Ł_1 - ładunek MW z ZE_1 ;
- Ł_2 - ładunek MW z ZE_2 zwłoka: $\text{ZE}_1 < \text{ZE}_2$;
- I_1 - odległość ładunku od stropu pustki $\sim 1,0$ m,



- l_2 - odległość pomiędzy ładunkami zależna od charakterystyki skał otaczających;
- l - zagłębienie otworu w strop filara;
- 1 - przewody strzałowe;
- 2 - zawieszenie ładunków MW.

Zastosowanie materiału wybuchowego do wywołania kontrolowanej dezintegracji skał w górotworze związane jest równocześnie z negatywnymi skutkami w postaci drgań propagowanych w otoczeniu.

Jeżeli w miejscu wykonywania robót z użyciem MW zlokalizowane są obiekty budowlane lub przemysłowe, należy zwrócić uwagę by poziom drgań nie był wyższy od dopuszczalnego dla poszczególnych rodzajów i kategorii obiektów.

Drgania wywołane detonacją MW rozchodzą się w górotworze w sposób uzależniony od wielu czynników wśród których należy wymienić:

- ilość użytego MW,
- rozmieszczenie MW w otworze,
- sposób odpalania ładunków,
- ilość powierzchni odsłonięcia,
- rodzaj skał,
- budowę geologiczną,
- stopień zawodnienia górotworu,
- odległość miejsca wykonywania robót od obiektów chronionych.

Ujęcie tego zagadnienia w postaci jednego wzoru jest praktycznie niemożliwe. W praktyce stosuje się prognozowanie efektu sejsmicznego za pomocą wzorów ujętych w przepisach (Rozporządzenie MPiH nr 135) oraz zależności dostępnych w literaturze fachowej. Jeżeli jest to możliwe, wielkości prognozowane poddaje się weryfikacji przez wykonanie pomiarów drgań, w konkretnych warunkach, przez próbne odstrzały z zastosowaniem mniejszych ładunków MW, zbliżonych do przewidywanych przy realizacji dalszych prac [42].

Prognoza intensywności drgań w warunkach przewidzianych do realizacji jest dodatkowo utrudniona, ze względu na zastosowanie ładunków kamufletowych, czyli najbardziej niekorzystnych w zakresie propagowania energii do górotworu, w postaci drgań parasejsmicznych.



Również lokalne podłoże, a więc warunki geologiczne sprzyjają powstawaniu drgań o stosunkowo niskich częstotliwościach, ale wysokich amplitudach prędkości (cecha charakterystyczna dla formacji czwartorzędowych Górnego Śląska).

Wzór cytowany przez obowiązujące przepisy (Rozporządzenie MPiH Nr 135) określa promień strefy szkodliwych drgań sejsmicznych dla budynków mieszkalnych jedno- lub dwukondygnacyjnych, przy strzelaniu ładunkami materiałów wybuchowych w otworach pionowych lub zbliżonych do pionu, przy dwóch powierzchniach odslonięcia calizny:

$$r = \frac{\sqrt{Q}}{\varphi}$$

w którym: Q – ładunek materiałów wybuchowych odpalany natychmiastowo lub największy ładunek przypadający na opóźnienie milisekundowe w kg,

r – odległość od miejsca strzelania do chronionego obiektu w m.

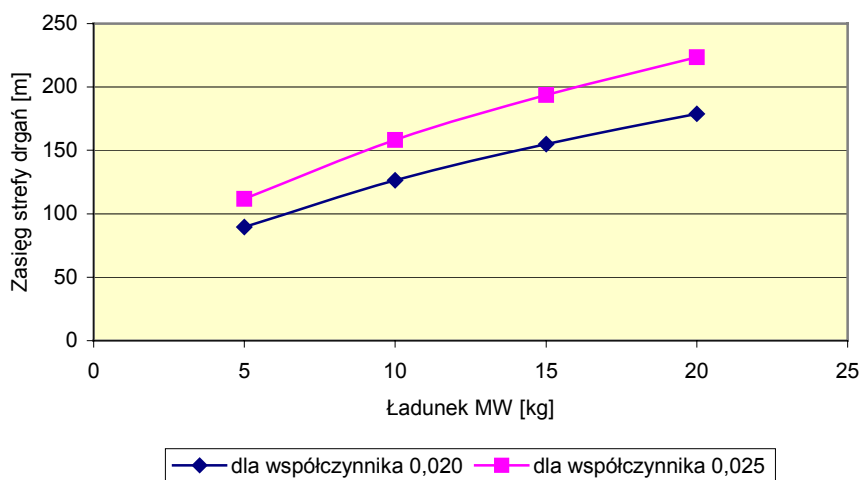
parametr φ wynosi:

– przy $c < 1000$	m/s	$\varphi = 0,030 \div 0,026$
– przy $c = 1001 \div 2000$	m/s	$\varphi = 0,025 \div 0,020$
– przy $c > 2000$	m/s	$\varphi = 0,019 \div 0,015$

gdzie:

c – prędkość podłużnej fali sejsmicznej, charakterystyczna dla podłoża chronionego obiektu.

Zasięg szkodliwych drgań (prognozę) wg cytowanego przepisu przedstawiono na rysunku poniżej.



Rys. 15.12. Prognoza zasięgu szkodliwych drgań parasejsmicznych

W przypadku, gdy całkowity ładunek serii otworów jest większy od ładunku odpalanego z opóźnieniem milisekundowym, obliczony promień strefy należy zwiększyć 1,3 do 1,5 razy, w zależności od liczby ładunków przekraczających obliczoną wielkość.





Przy strzelaniu w warunkach jednej powierzchni odsłonięcia, obliczoną wielkość promienia strefy należy zwiększyć 1,5 razy. Prowadząc ten tok rozumowania dla warunków strzelań naprężeniowych, w warunkach pełnego kamuflatu, należy spodziewać się, że strefa drgań będzie zgodna z wyliczeniem.

Orientacyjne wielkości stref zagrożeń ze względu na drgania sejsmiczne przy strzelaniu w celach geofizycznych określa tablica 4 Rozporządzenia nr 135.

Lp	Obiekty	ładunek MW, kg				
		do 5	5 ÷ 10	10 ÷ 20	20 ÷ 40	40 ÷ 100
1	Składy MW i materiałów łatwopalnych	175	200	250	300	370
2	Zwarte osiedla mieszkaniowe, budynki użyteczności społecznej i przemysłowej, od obiektów gospodarczych i zabytkowych, studni, tam i zapór	50	75	100	150	200
3	Pojedyncze budynki mieszkalne i gospodarcze, tamy zapory betonowe, kanały i zbiorniki, nasypy i wykopy utwardzone, głębokie otwory wiertnicze.	30	50	80	100	150

Tablica 15.1 Zasięg strefy zagrożeń (m)

W przypadku konieczności ścisłego określenia zasięgu szkodliwych drgań sejsmicznych należy oprzeć się na odpowiednich badaniach terenowych, przeprowadzonych przez jednostkę naukowo-badawczą, posiadającą stosowne uprawnienia Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego.

Rozmieszczenie czujników pomiarowych i aparatury rejestrującej będzie zmienne w zależności od lokalizacji robót strzelniczych i chronionych obiektów.

Wielkość ładunków $\mathbb{L}_1$ i $\mathbb{L}_2$ dobierać należy dla konkretnych warunków, na podstawie przeprowadzonych w trakcie strzelań wzorcowych pomiarów propagacji fal i strefy drgań, które mogą przenosić się na obiekty infrastruktury powierzchniowej.

Otwór badawczy dla strzelań wzorcowych, w celu ustalenia ładunku bezpiecznego dla obiektów powierzchniowych, winien być wykonany wg następujących zasad:

- z rdzeniowaniem na całą długości,
- średnica otworu 100 ÷ 150 mm,
- w przypadku trudności utrzymania drążonego otworu, należy wykonać rurowanie rurami PCV o średnicy zapewniającej umieszczenie w nim ładunku MW o średnicy około 80 mm,





- w trakcie wiercenia należy wykonać badanie przy użyciu mikrokamery, z trwałą dokumentacją rejestrowanego obrazu,
- ładunki (Ł_1 i Ł_2) z MW luzem z nabojem udarowym w opakowaniu (maksymalny całkowity ładunek $Q = 5 \text{ kg}$),
- zapalniki elektryczne ostre 0,5 sekundowe,
- odległości czasowe pomiędzy zwłokami 2 sekundy,
- przybitka zasadnicza nie mniej niż $\frac{1}{4}$ długości otworu,
- przybitka wewnątrzotworowa $\sim 3 \text{ m}$,
- materiał przybitki niepalny: piasek, zwierzyny, drobny żwir.

W trakcie prowadzenia badań zasięgu strefy drgań, należy dodatkowo prowadzić monitoring górotworu i powierzchni metodami geofizycznymi (sejsmiczną i grawimetryczną) oraz pomiary geodezyjne zmian powierzchni terenu w wyniku kontrolowanej dezintegracji skał w rejonie płytkich zrobów.





16. WNIOSKI KOŃCOWE

Szczegółowe uwagi dotyczące rozwiązywanych zagadnień wynikających z celu i tezy pracy doktorskiej formułowano w poszczególnych rozdziałach. Ich uogólnienie prowadzi do sformułowania następujących wniosków końcowych:

1. Skutki górniczej eksploatacji podziemnej zazwyczaj bezpośrednio wpływają na powierzchnię terenu i trwają do kilku lat po zakończeniu eksploatacji, wywołując deformacje ciągłe, nieciągłe i ewentualnie szkody górnicze.
2. Wartości wskaźników deformacji górotworu decydują o zaliczeniu terenu górniczego do odpowiedniej kategorii przydatności do zabudowy.
3. Deformacje nieciągłe w strefie starych zrobów płytkiej eksploatacji na terenach po zlikwidowanych kopalniach, w istotnym stopniu ograniczają możliwości planowania na tych obszarach kapitałochłonnych inwestycji bez wykonania wcześniejszych badań in situ, opracowania projektu sposobu zabezpieczenia powierzchni oraz realizacji specjalistycznych prac zabezpieczających.
4. Podstawą do oceny przydatności terenu pogórniczego do zagospodarowania powinna być mapa przedstawiająca klasyfikację tej przydatności. Na mapie należy oznaczyć kategorie terenu pogórniczego według opracowanej i zaproponowanej w pracy klasyfikacji, z określeniem oddziaływania czynnych sąsiednich kopalń.
5. Na obszarze górniczym ZGE Sobieski-Jaworzno III istnieją tereny, na których prowadzona była eksploatacja płytko zalegających pokładów węgla (60÷80 m). Stosowane systemy wybierania, likwidacji zrobów oraz lokalne warunki geologiczno-górnicze stanowią przyczyny istniejącego zagrożenia powierzchni terenu powstaniem deformacji nieciągłych.
6. Metoda Różnic Skończonych pozwala na stworzenie modelu numerycznego uwzględniającego różne warunki górniczo-geologiczne, pod warunkiem posiadania informacji odnośnie geometrii starych, płytko zalegających wyrobisk oraz parametrów mechanicznych każdej z warstw górotworu stanowiących nadkład.





7. Metodą redukcji wytrzymałości na ścinanie można określić wskaźnik stateczności układu, jako miarę możliwości utraty stateczności.
8. Przyjęty algorytm postępowania pozwala na obliczenie, zarówno wskaźnika stateczności, jak i pośrednio określa sposób utraty stateczności (samopodsadzenie lub deformacje nieciągłe wewnątrz górotworu i na powierzchni terenu) dla dowolnego założonego układu geometrycznego wyrobisk podziemnych.
9. Ze względów czasowych (jeden cykl obliczeniowy trwa kilka godzin) większość obliczeń przedstawionych w pracy dotyczyła płaskich modeli numerycznych. Obliczenia w płaskim stanie odkształcenia pozwalają na udzielenie stosunkowo szybkiej odpowiedzi na pytanie o możliwości utraty stateczności wyrobiska lub układu wyrobisk.
10. Przykładowe obliczenia z zastosowaniem przestrzennego modelowania numerycznego wykazały, że otrzymane wyniki dają dokładniejsze oszacowanie wartości wskaźnika stateczności dla wyrobiska (lub układu wyrobisk) o praktycznie dowolnym kształcie.
11. Na podstawie analizy wyników z przeprowadzonych obliczeń numerycznych jako zalecenie należy przyjąć: w przypadku, gdy wskaźnik stateczności analizowanego układu geometryczno – geologicznego jest mniejszy od 1,7, to należy wykonać prace geoinżynierskie związane z uszczelnieniem ośrodka gruntowego lub masywu skalnego, aby wyeliminować możliwości powstania deformacji powierzchni.
12. Wyniki obliczeń numerycznych jednoznacznie wskazują, że najskuteczniejszą metodą jest ta, która zapewnia wzmocnienie górotworu w bezpośrednim otoczeniu pustki lub wyrobiska górniczego.
13. Zastosowanie iniekcji otworowej z wykorzystaniem zaczynów do wzmacniania w pokładzie węgla oraz w strefach zawału pozwala na poprawienie wartości wskaźników stateczności górotworu w obrębie starych płytkich, zrobów.
14. Efektywność stosowania zaczynów uszczelniających w geoinżynierii zależy od: celu prac, struktury gruntów lub skał, ich właściwości fizycznych i chemicznych oraz od rodzaju i kosztów stosowanej techniki i technologii.





15. Parametry technologiczne, zarówno świeżego, jak i stwardniałego zaczynu mają wpływ na zasięg strefy wzmacniania (tzw. promień iniekcji) oraz na parametry fizyko-mechaniczne wzmocnionego górotworu, które z kolei rzutują na wartość wskaźników stateczności zapewniających wymaganą stabilność układu.
16. Metoda grawitacyjnego zatłaczania zaczynów uszczelniających do wyrobisk górniczych wymaga ustalenia modelu reologicznego i wyznaczenia poszczególnych parametrów dla tych modeli oraz przeprowadzenia niezbędnych obliczeń hydraulicznych według algorytmu przedstawionego w pracy.
17. Obliczenia oporów przepływu zaczynu uszczelniającego przepływającego grawitacyjnie przez zaciśnięte wyrobisko korytarzowe, umożliwiają określenie zmian strumienia objętości przepływającego zaczynu w funkcji długości wyrobiska. Pośrednio metoda ta pozwala na oszacowanie czasu i kosztów zabiegu uszczelniania oraz optymalizację logistyki przedsięwzięcia.
18. Parametry technologiczne świeżych i stwardniałych zaczynów uszczelniających determinują możliwości ich stosowania w różnych warunkach geologiczno – technicznych, podczas uszczelniania i wzmacniania gruntów i skal. Dla efektywnego podejmowania decyzji odnośnie wyboru rodzaju spoiwa hydraulicznego do sporządzania zaczynów istotna jest, między innymi, wytrzymałość mechaniczna stwardniałych zaczynów, która zależna jest od:
- składu chemicznego i mineralogicznego spoiwa,
 - stopnia rozdrobnienia,
 - stosowanych domieszek i dodatków,
 - czasu i warunków dojrzewania,
 - współczynnika wodna- spoiwowego.
19. Dobór optymalnej receptury zaczynu uszczelniającego powinien być przeprowadzony na podstawie przedstawionej w pracy metodyki tzn:
- ustalenie wag istotności dla poszczególnych parametrów technologicznych zaczynu,
 - określenie w zależności od celu pracy wartości minimalnej $F_{\min}$ i maksymalnej $F_{\max}$ dla każdego parametru zaczynu ,





- przeprowadzenie normalizacji wartości poszczególnych zmiennych (parametrów) w przedziale $[0,1]$,
- obliczenie wartości funkcji kryterialnej.

Optymalną recepturą zaczynu dla konkretnego zadania inżynierskiego będzie ta, dla której funkcja celu osiąga wartość maksymalną.

20. Opracowany przegląd technologii uszczelniania i wzmacniania górotworu w zasięgu starych płytkich zrobów może stanowić podstawę dla doboru racjonalnych przedsięwzięć w zakresie profilaktyki na terenach zagrożonych deformacjami nieciągłymi.
21. Przedstawione wymagania odnośnie parametrów technologicznych materiałów podsadzkowych oraz zaczynów uszczelniających stanowią podstawę do sporządzania projektów technicznych i technologicznych mających na celu poprawę stateczności górotworu.
22. Skuteczny sposób zabezpieczania powierzchni terenu przed deformacjami nieciągłymi: zapadliskami, progami, różnymi rodzajami szczelin (otwartych i zamkniętych) polega na zastosowaniu w zagrożonych rejonach specjalistycznych technologii uzdatniania w tym również kontrolowanego wymuszania zawału lub doszczelniania starych zrobów metodą wybuchową.





17. LITERATURA

1. British Standard Institution, BS 8006, Code of practise for strengthened /reinforced soils and other fills. 1995.
2. Bromek T., Kowalski A., Kwiatek J.: Klasyfikacja terenów górniczych. Projekt Badawczy „Człowiek i środowisko wobec restrukturyzacji górnictwa węgla kamiennego”. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej. Kraków, IGSMiE PAN 2001.
3. Brylicki W., Małolepszy J.: Właściwości cementów zawierających odpady z fluidalnego spalania paliw w paleniskach cyrkulacyjnych – atmosferycznych. Postępy technologii ceramiki, szkła i budowlanych materiałów wiążących. Materiały III Konferencji Ceramicznej. Kraków 2001.
4. Brylicki W., Stryczek S., Gonet A.: Zaczyny geopolimerowe do prac iniekcyjnych. Wiertnictwo, Nafta, Gaz R. 23/1. AGH Kraków 2006
5. Brylicki W., Łagosz A.: Odpady z fluidalnego spalania paliw jako surowce hydrauliczno-pucolanowe do produkcji spoiw mineralnych. Cement Wapno Beton nr 1. 1999.
6. Bugajski M., Grabowski W.: Geosyntetyki w budownictwie drogowym. Wydawnictwo Politechniki Poznańskiej. Poznań 1999.
7. Cała M., Cieślak J., Flisiak J., Kowalki M.: Błędy w projektowaniu, a nie tylko eksploatacji górniczej przyczyną uszkodzenia autostrady A-4 między węzłami „Wirek” – „Batorego”. Nowoczesne Budownictwo Inżynieryjne. Nr 5. Kraków 2006.
8. Cała M., Jarczyk M., Postawa J.: Numeryczna analiza możliwości utraty stateczności wyrobisk zlokalizowanych na niewielkiej głębokości. Górnictwo i Geoinżynieria. AGH R. 28 z. 4/1. Kraków 2004.
9. Cała M., Flisiak J., Tajduś A.: Wpływ niepodszczepionych wyrobisk przyszybowych na deformacje powierzchni. Biblioteka Szkoły Eksploatacji Podziemnej nr 6. 2001.
10. Chudek M., Janusz W., Zych J.: Studium dotyczące rozpoznania tworzenia się i prognozowania deformacji nieciągłych pod wpływem podziemnej eksploatacji złóż. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria: Górnictwo, z. 141. Gliwice 1988.
11. Chudek M., Olszowski W.: Określenie rodzaju i wielkości deformacji nieciągłych powierzchni. Ochrona Terenów Górniczych, nr 38, 1976.
12. Deja J., Małolepszy J., Brylicki W.: Aktywowane spoiwa żużlowe – efektywny i trwały materiał w budownictwie podziemnym. Górnictwo i Geoinżynieria. R. 27 z. 3-4. AGH. Kraków 2003.
13. Duży S., Kleta H., Plewa F.: Zagrożenie powierzchni ze strony starych zrobów w obszarze likwidowanej kopalni. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria: Górnictwo z. 246. V Konferencja Ochrony Środowiska Naturalnego. Gliwice 2000.





14. Dydecki M., Maciejasz Z., Mazurkiewicz M., Postawa J.: Pneumatyczne podsadzanie popiołami lotnymi płytkich zrobów. Prace Komisji Górniczo-Geodezyjnej. Górnictwo 20, 1979.
15. Dziewański J.: Metody rozpoznawania warunków geologiczno-inżynierskich prowadzenia prac iniekcyjnych. Materiały Konferencyjne. Iniekcyjne uszczelnianie i wzmacnianie gruntów i skał. IM i GW. Warszawa 1980.
16. Dziewański J., Małolepszy J., Pilecki Z., Stryczek S. i inni: Optymalizacja składu zaczynów iniekcyjnych żużlowo-alkalicznych stosowanych w budownictwie podziemnym (monografia) IGSMiE PAN. Kraków 2005.
17. Fajkiewicz Z.: Zastosowanie metod geofizycznych do wykrywania uskoków i pustek w górotworze Ochrona Terenów Górniczych. Wyższy Urząd Górniczy w Katowicach, nr2, str. 11-26. 1967.
18. Fajkiewicz Z.: Pustki poeksploatacyjne i odkształcenia objętościowe górotworu w świetle pomiarów gradientu pionowego siły ciężkości i jej mikroanomalii. Przegląd Górniczy Nr 10, str. 425-431. 1972.
19. Fajkiewicz Z., Radomiński J.: Prognozowanie grawimetryczne możliwości wystąpień deformacji nieciągłych powierzchni terenu, w wyniku ekspansji pustek i wyrobisk górniczych. Mat. Konf. Ekologia w górnictwie a geofizyka AGH. Ustroń 1994, s.143-152. 1994:
20. Fajkiewicz Z., Radomiński J.: Nowe możliwości grawimetrycznego odwzorowania stanu naruszenia górotworu ekspansją pustek poeksploatacyjnych. Archiwum Górnictwa AGH. 1996.
21. FLAC v.4.0. User manual. 2000. Itasca Consulting Group. Minneapolis. USA.
22. Flac 3D. User manual. 2000. Itasca Consulting Group. Minneapolis. USA.
23. FLAC v. 4.0. Theory and background. 2000. Itasca Consulting Group. Minneapolis. USA.
24. Geotekstyli z „Inory” w drenażu i filtracji. Materiały firmy Inora. Inorganic Activities Ltd Poland. Gliwice 1996.
25. Geoweb: Komórkowy system ograniczający. Przykłady zastosowań w Polsce w latach 1996÷1997. Materiały firmy Wodeko, Kraków 1998.
26. Glinicki S.P.: Budowle podziemne. Politechnika Białostocka, Skrypty, Białystok, 1994.
27. Glinicki S.P.: Geotechnika budowlana (część I). Politechnika Białostocka, Białystok, 1990.
28. Glinicki S.P.: Geotechnika budowlana (część II). Politechnika Białostocka, Skrypty, Białystok, 1994.
29. Goszcz A.: Powstawanie zapadlisk i innych deformacji nieciągłych powierzchni na obszarach płytkiej eksploatacji górniczej. Materiały Konferencyjne: Szkoła Eksploatacji Podziemnej '96. org. CPPGSMiE PAN w Krakowie, str. 119-137, Szczyrk 1996.
30. Gryczmański M.: Metody analizy nośności i osiadania podłoża wzmocnionego kolumnami kamiennymi. Inżynieria Morska i Geotechnika nr 5, 1993.





31. Gryczmański M.: Współczesne kierunki geotechniki w Polsce. Inżynieria i Budownictwo nr 8, 1994.
32. Instrukcja badań podłoża gruntowego budowli drogowych i mostowych. Warszawa, GDDP, 1998.
33. Jacenkow B.: Hydraulika iniekcji. Instytut Meteorologii i Gospodarki Wodnej. Mat. Konf.: Iniekcyjne uszczelnianie i wzmacnianie gruntów i skał. Warszawa, 1990.
34. Jeleński A., Jędrzejec E.: Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej w rejonie dyslokacji tektonicznych. Przegląd Górniczy Nr 3, 1994 r.
35. Kawalec B.: Przywracanie dla budownictwa terenów zagrożonych górnictwymi deformacjami nieciągłymi. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie, nr 4/12 1994.
36. Kembłowski Z.: Reometria płynów nienewtonowskich. Wydawnictwo Naukowo-Techniczne, Warszawa 1973.
37. Knothe S.: Prognozowanie wpływów eksploatacji górniczej. Wydawnictwo Śląsk. Katowice 1984.
38. Kotyrba A., Tyrała A., Michalak J.: Płytko eksploatacja złóż węgla kamiennego i rud cynkowo - ołowionych oraz metody eliminacji jej wpływu na warunki geologiczno -inżynierskie województwa katowickiego. Prace Naukowe GIG. s. Konferencje (VII Konferencja nt. „Problemy geologii w ekologii w górnictwie podziemnym”), no. 24, 1998.
39. Kowala A., Mazurkiewicz M., Piotrowski Z.: O możliwości zastosowania odpadów z kotłów fluidalnych w podsadzce hydraulicznej; badania laboratoryjne. Cz. 1. Bezpieczeństwo Pracy i Ochrona Środowiska w Górnictwie nr 6. WUG, Katowice 2003.
40. Kwiatek J.: Obiekty budowlane na terenach górniczych. GIG. Katowice 2002.
41. Kwiatek J., (red.): Ochrona obiektów budowlanych na terenach górniczych. Wydawnictwo Głównego Instytutu Górnictwa, Katowice 1997.
42. Lasocki S., Matuszyk J., Szybiński M.: Prognozowanie rozprzestrzeniania się drgań wywołanych detonacją MW. Przegląd Górniczy Nr 6, 1993.
43. Łabanowicz H., Ogrodowski H., Czubek W., Zawada S.: Technologia wiertniczych metod likwidacji płytko zalegających wyrobisk górniczych. Ochrona Terenów Górniczych, nr 75, 1986.
44. Magnuson M.O., Malenka W.T.: Utilization of Fly Ash for Remonte Filling of Mine Voids. Berbau of Minse, Rap. Inwest. 1970, nr 8488.
45. Małolepszy J., Postawa J., i in.: Środek do uszczelniania otworów wiertniczych i wykonywania ekranów przeciwfiltracyjnych. Opis Patentowy PL 162731 B1, 1990.
46. Małolepszy J., Tkaczewska E.: Wpływ frakcji ziarnowej popiołów lotnych na ich właściwości pucolanowe. Ceramika. Polski Biuletyn Ceramiczny. Vol. 91.2. Kraków 2005.





47. Marjańska M., Franków A.: Nowoczesne metody wzmacniania gruntów. Inżynieria i Budownictwo. Nr 6, 2004.
48. Mazurkiewicz M. Metody lokowania odpadów w wyrobiskach podziemnych. Szkoła Gospodarki Odpadami. Nr 38. IGSMiE PAN. Kraków 1999.
49. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z.: Ocena możliwości lokowania pod ziemią odpadów z kotłów fluidalnych. Górnictwo R.23 z.1 AGH. Kraków 1999.
50. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z.: Grawitacyjne podsadzanie płytkich zrobów zawiesziną popiołów lotnych w wodzie. Ochrona Terenów Górniczych, nr 66, 1984.
51. Mazurkiewicz M., Piotrowski Z., Tajduś A.: Lokowanie odpadów w kopalniach podziemnych. Wyd. PAN-CPPGSMiE, Kraków 1997.
52. Mazurkiewicz M.: Rodzaj i jakość podsadzek w świetle ochrony powierzchni. OTG nr 70, 1984.
53. Mazurkiewicz M.: Technologiczne i środowiskowe aspekty stosowania stałych odpadów przemysłowych do wypełniania pustek w kopalniach podziemnych. AGH, Zeszyty Naukowe, Górnictwo 152, 1990.
54. Michalski T., Krzykowski P.: Techniki iniekcyjnego wzmacniania podłoża. Inżynieria i Budownictwo. Nr 12. 1997.
55. Miłkowski W., Gliwa E., Szedel P.: Wzmacnianie i uszczelnianie górotworu środkami chemicznymi. Wyd. Śląsk, Katowice, 1982.
56. Miłkowski W.: Metoda iniekcji ciśnieniowo-strumieniowej. Instytut Meteorologii i Gospodarki Wodnej. Mat. Konf.: Iniekcyjne uszczelnianie i wzmacnianie gruntów i skał, Warszawa, 1980.
57. Mol P., Jagoda J.: Charakterystyka zagrożenia powierzchni terenu miasta Jaworzno ze strony starych zrobów. Miesięcznik WUG nr 5, 1999.
58. Najder T.: Iniektowalność górnictwa a próby wodochłonności. Stabilizacja masów skalnych w podłożu budowli hydrotechnicznych. Materiały Konferencyjne. Instytut Meteorologii i Gospodarki Wodnej. Warszawa 2000.
59. Niznik D., Stryczek S.: Technologia wzmacniania i uszczelniania górotworu metodą ciśnieniową z hydraulicznym urabianiem skał. Górnictwo AGH R.23. Z.4. Kraków 1999.
60. Ostrowski J., Mularz St.: Znaczenie rozpoznania warunków geologicznych dla trafnej prognozowania deformacji nieciągłych. OTG nr 81/3, 82/4 1987.
61. Palarski J.: Ocena szczelności podsadzania wyrobisk przez otwory wiertnicze. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej, seria Górnictwo, z. 232, Gliwice 1996.
62. Palarski J., Plewa F., Mysiek Z., Strózik G.: Likwidacja płytko zalegających pustek poeksploatacyjnych i wyrobisk górniczych. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria: Górnictwo z. 246, 2000.
63. Palarski J.: Podsadzanie, wtłaczanie mieszanin doszczelniających i iniekcji zaczynów wiążących jako technologie ograniczające szkody górnicze. Prace Naukowe GIG. Seria Konferencje nr 3. Katowice 1995.





64. Popiołek E., Ostrowski J.: Ocena przydatności do zagospodarowania terenów górniczych likwidowanych kopalń. Materiały konferencyjne: Szkoła Eksploatacji Podziemnej 2001. Szczyrk 2001.
65. Postawa J.: Próba określenia niektórych parametrów transportu grawitacyjnego mieszanin popiołowo-wodnych i popiołowo-solankowych. Przegląd Górniczy Nr 3, 1984 r.
66. Postawa J.: Sposób określania niezbędnego stopnia wypełniania zrobów z punktu widzenia ochrony powierzchni. Przegląd Górniczy Nr 9, 1986 r.
67. Postawa J., Jarczyk M.: Możliwości uzdatniania powierzchni terenu w zasięgu zrobów starej płytkiej eksploatacji dla celów inwestycyjnych. Górnictwo. Z. 261. Politechnika Śląska. Gliwice 2004.
68. Postawa J., Jarczyk M.: Sposoby określania zagrożenia powierzchni deformacjami nieciągłymi w zasięgu starej płytkiej eksploatacji na obszarze likwidowanych kopalń. Górnictwo Z. 258. Politechnika Śląska. Gliwice 2003.
69. Postawa J., Stryczek S., Jarczyk M.: Technologia uzdatniania, dla celów inwestycji budowlanych, powierzchni terenów zagrożonych deformacjami nieciągłymi. Górnictwo Z. 258. Politechnika Śląska. Gliwice 2003.
70. Presto Geoweb.: Komórkowy system ograniczający. Materiały firmy Wodeko. Zakład Usług Wiertniczych, Geotechnicznych i Inżynierii Środowiska, Kraków 1998.
71. Rodzoch A. i inni: Zasady sporządzania dokumentacji określających warunki hydrogeologiczne w związku projektowaniem dróg krajowych i autostrad. Poradnik Metodyczny. Narodowy Fundusz Ochrony Środowiska i Gospodarki Wodnej. Warszawa 2006.
72. Rozporządzenie Ministra Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 26 sierpnia 1994r. w sprawie szczegółowych wymagań, jakim powinien odpowiadać projekt zagospodarowania złoża kopaliny, w tym projekt sporządzony w formie uproszczonej (dz.U.Nr 93, poz. 446).
73. Rozporządzenie Ministra Transportu i Gospodarki Morskiej z dnia 14 maja 1997 roku w sprawie przepisów techniczno-budowlanych dotyczących autostrad płatnych (Dz. U. z dnia 19 czerwca 1997r., Nr 62, poz. 392).
74. Sawicki A., Świdziński W.: Moduły geotechniczne, moduły sprężystości i charakterystyki zagęszczania gruntów niespoistych.
75. Sobota J.: Hydraulika przepływu mieszanin newtonowskich w rurociągach. Prace i studia. Nr.50. Wydawnictwo PAN. Wrocław 1998.
76. Sobolewski J., Alexiew D., Rogusz Z., Strycharz B.: Monitoring autostrady na terenach zapadliskowych oraz geosyntetyczne systemy jej zabezpieczeń. Prace Naukowe Głównego Instytutu Górnictwa. Seria: Konferencje nr 25. Katowice 1998.
77. Stabilizacja gruntu za pomocą kolumn wapienno-cementowych. Materiały firmy Stabilator sp. z o.o., Gdynia 1997.
78. Stryczek S., Wiśniowski R.: Metodyka grawitacyjnego zatłaczania zaczynów uszczelniających do wyrobisk górniczych w kopalniach soli. Archives of Mining Sciences (49) nr 1. Kraków 2001.





79. Stryczek S., Gonet A., Zachwieja R.: Wzmacnianie gruntów za pomocą przepuszczalnych geotekstyli. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH nr 21/1. Kraków 2004.
80. Stryczek S., Gonet A., Brylicki W.: Pucolanowe zaczyny do prac geoinżynierskich. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH nr 1. Kraków 2000.
81. Stryczek S., Gonet A., Postawa J.: Technologia likwidacji zagrożenia zapadliskowego na obszarze płytkiej eksploatacji górniczej. Górnictwo z. 258. Politechnika Śląska. Gliwice 2003.
82. Stryczek S., Gonet A.: Geoinżynieria. Studia, Rozprawy, Monografie. Nr 71. IGSMiE. PAN Kraków 2000.
83. Stryczek S., Wiśniowski R.: Algorithms of Optimum Slurry Selection for Soil and Rock Sealing Operations. Acto Montanistica Slovaca. Kosice. R.9. nr 3. 2004.
84. Stryczek S., Jurczyszak-Pawlica K.: Kryteria doboru metod i technologii związanych ze wzmacnianiem i uszczelnianiem ośrodka gruntowego i masywu skalnego. Nowoczesne Budownictwo Inżynierskie. Nr 3 (6). Kraków 2006.
85. Stryczek S., Gonet A., Wiśniowski R.: Kierunki rozwoju metod geoinżynierskich. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr.22/1. Kraków 2005.
86. Stryczek S., Zachwieja R.: Metody geoinżynierskie w zbrojeniu ośrodka gruntowego. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr.21/1. Kraków 2004.
87. Strzałkowski P.: Wpływ płytkiej eksploatacji górniczej na zagrożenie powierzchni terenu deformacjami nieciągłymi. Zeszyty Naukowe Politechniki Śląskiej. Seria: Górnictwo z. 246. V Konferencja Ochrony Środowiska Naturalnego. Gliwice 2000.
88. Strzałkowski P.: Doszczelnianie zrobów zawałowych a deformacje powierzchni terenu. Mat. Konf. Szkoły Eksploatacji Podziemnej '95, s. 27 - 40, Kraków 1995.
89. Ślusarczyk R.: Metody sejsmiczne o zwiększonej rozdzielczości w zastosowaniu do rozpoznawania budowy złoża węgla kamiennego. Zesz. Nauk. AGH, Geologia 40 1988.
90. Ślusarczyk R.: Wykorzystanie fal dyfrakcyjnych do wykrywania starych wyrobisk górniczych. Mat. III Krajowej konf. nauk. - tech. „Zastosowanie metod geofizycznych w górnictwie kopalni stałych”, Jaworze - Kraków, Z.N.AGH t.6 z.1, Kraków 1991.
91. Ślusarczyk R., Pietsch K., Dec J.: Próby sejsmicznego rozpoznania mikrotektoniki nad i pod wyeksploatowanym pokładem węgla. Materiały VI Konferencji nt. „Problemy geologii w ekologii i górnictwie podziemnym”, Prace Naukowe GIG, seria: Konferencje nr 13. Katowice 1996.
92. Tajduś A.: Geoinżynieria – nowe wyzwania. Górnictwo i geoinżynieria. AGH. R.27. z. 3-4. Kraków 2003.
93. Tajduś A., Tajduś K.: Próba wykorzystania sprężystego uwarstwionego modelu górotworu dla oszacowania wpływu eksploatacji na powierzchnię. Geotechnika i Hydrotechnika. Politechnika Wrocławska. Nr 75. Wrocław 2005.
94. Technologia vibro głębokiego wzmacniania gruntów. Materiały firmy Keller.2004.





95. Technologia Soilcrete wzmocniania i uszczelniania gruntów. Materiały firmy Keller. 2003
96. Uliasz-Bocheńczyk A., Brylicki W.: Właściwości świeżych zaczynów żużlowo – alkalicznych z dodatkami meneralnymi do prac iniekcyjnych. Nowoczesne Techniki i Technologie Bezwykopowe. Nr.2, 1999.
97. Ustawa z dnia 4 lutego 1994r. – Prawo geologiczne i górnicze (dz. U. Nr 27, poz.96).
98. Walaszczyk J., Makówka J.: Matematyczny model niszczenia struktury stropu uwarstwionego. Górnictwo i Geoinżynieria. AGH. R.29. z. 3/1. Kraków 2005.
99. Walaszczyk J., Hachaj S., Barnat A.: Numeryczna symulacja drgań powierzchni terenu wywołanych eksploatacją górnictw. Zimowa Szkoła Mechaniki Górniczej i Geoinżynierii. Nr. 29. AGH. Kraków 2006.
100. Wesołowski A., Krzywosz Z., Brandyk T.: Geosyntetyki w konstrukcjach inżynierskich. Wydawnictwo SGGW. Warszawa 2000.
101. Wiśniowski R., Stryczek S., Skrzypaszek K.: Wyznaczanie oporów laminarnego przepływu zaczynów cementowych, opisywanych modelem Herschela-Bulkleya. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr. 23/1. Kraków 2006.
102. Wiśniowski R., Skrzypaszek K.: Analiza modeli reologicznych stosowanych w technologiach inżynierskich. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr. 23/1. Kraków 2006.
103. Wiśniowski R., Skrzypaszek K.: Komputerowe wspomaganie wyznaczania modelu reologicznego cieczy – program Flov-Fluid Coef. Nowoczesne Techniki i Technologie Bezwykopowe. Nr 2-3. Kraków 2001.
104. Wiśniowski R. Metodyka określania modelu reologicznego cieczy wiertniczej. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr. 18/1. Kraków 2001.
105. Wiśniowski R.: O oporach przepływu cieczy wiertniczych. Wiertnictwo, Nafta, Gaz. AGH. Nr 20/2. Kraków 2003.
106. Zarządzenie Ministra Ochrony Środowiska, Zasobów Naturalnych i Leśnictwa z dnia 26 sierpnia 1994 r. w sprawie dokumentacji mierniczo – geologicznej (M.P. Nr 48, poz. 392).
107. Zarządzenie Prezesa Wyższego Urzędu Górniczego z dnia 20 czerwca 1994 r. w sprawie planów ruchu zakładów górniczych (M.P. Nr 38, poz. 325).
108. Zych J. i inni: Wpływ doszczelniania zrobów zawałowych na wielkość deformacji powierzchni terenu. Materiały na II Krajowy Zjazd Geodetów, 1993r.

